

FREIBERGER
FORSCHUNGSHEFTE

A 26

Bergakademie Freiberg
Marktscheide-Institut

Ungültig
du

BRAUNKOHLENTAGEBAU

HANSGÜNTHER WEIGELT

**Harmonische Abstimmung von Betriebs-
geräten und -einrichtungen im Braun-
kohlentagebau unter besonderer
Berücksichtigung des Fahrbetriebes**

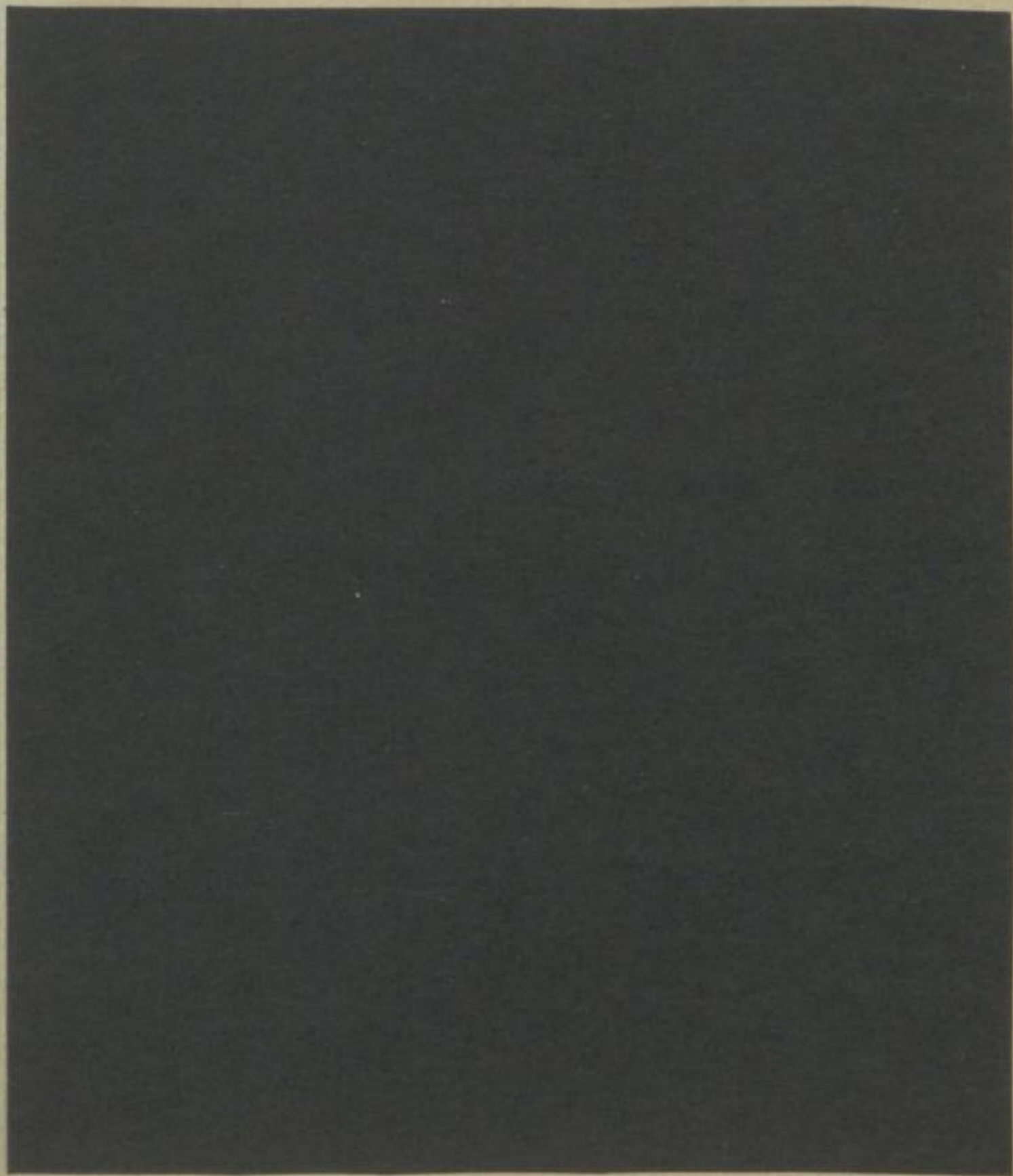
FFH
A 26 b

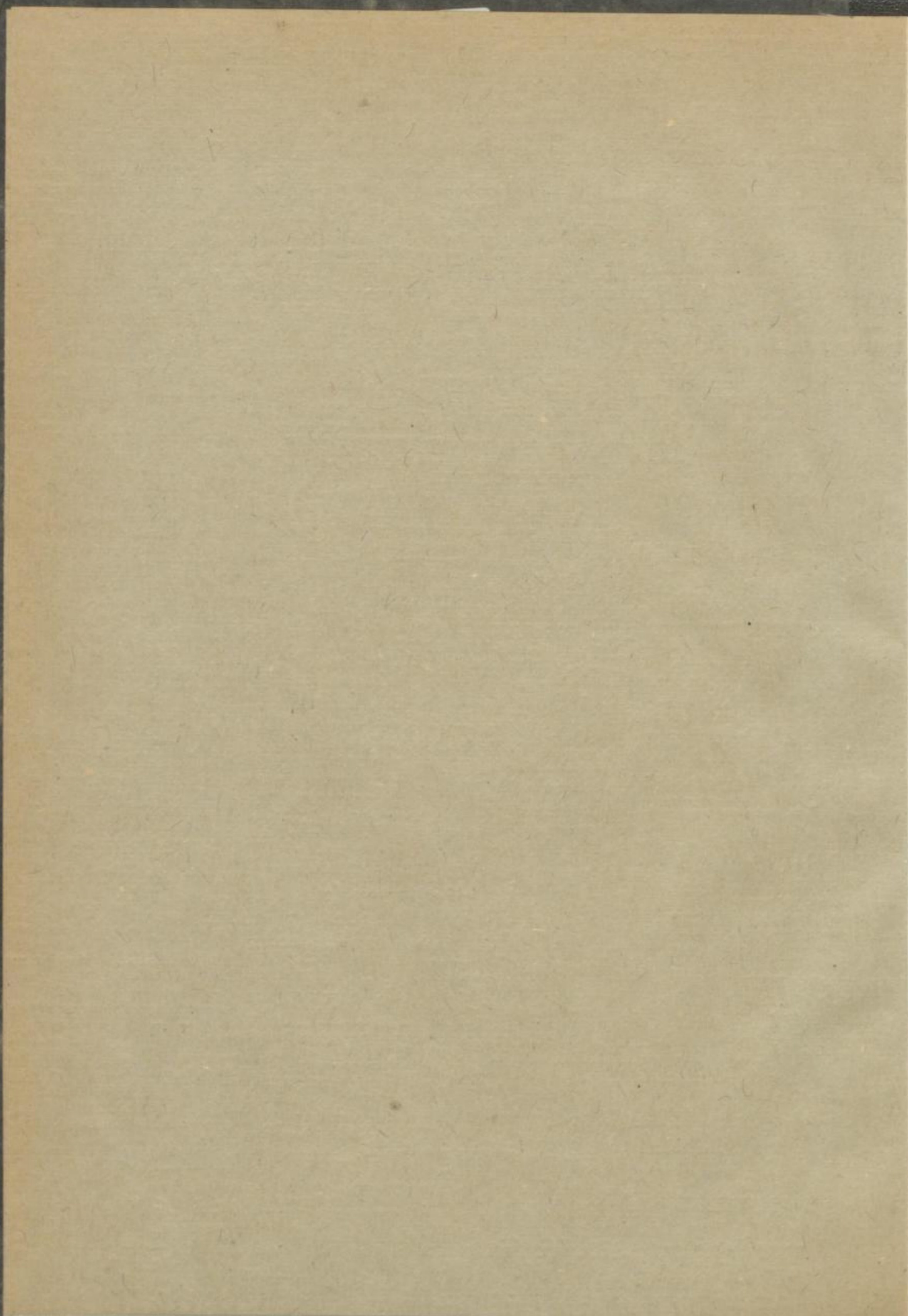


TU BERGAKADEMIE FREIBERG



XVI 1142 . A26B





FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE

A 26

Bergakademie Freiberg
Institut für Markt- und
Ungültig
Zweckkunde

Bücherei

Bestands-Nr. 7 6 0 / 2 1 a

125

Von der Fakultät für Bergbau und Hütten-
wesen an der Bergakademie Freiberg am
1. April 1954 genehmigte Dissertation

Referent: Prof. Dr.-Ing. Härtig
Korreferent: Prof. Dr.-Ing. e. h. Kegel

„Freiberger Forschungshefte“, Schriftenreihe für alle Gebiete der Montanwissenschaften.
Herausgeber: Der Rektor der Bergakademie Freiberg, Prof. Dr.-Ing. habil. Helmut Kirch-
berg. — Chefredakteur: Dipl.-Ing. Rolf Wendler, Freiberg (Sa.), August-Bebel-Straße 5,
(Fernruf 2198). — Verlag Akademie-Verlag GmbH., Berlin W 8, Mohrenstr. 39, (Fernruf 200386).
Postscheckkonto 35021. — Die Freiberger Forschungshefte erscheinen in zwangloser Folge in
den Reihen A, B, C, und D. Preis dieses Heftes: 4,— DM. Bestell- und Verlags-Nr. 2062/41, A 26.
Vertrieb: Für das Gebiet der Deutschen Demokratischen Republik durch den Buchhandel;
für das Gebiet der Bundesrepublik Deutschland durch die Buchhandlung Kunst und Wissen,
Inh. Erich Bieber, Stuttgart-N., Eduard-Pfeiffer-Str. 99a; für das gesamte Ausland über den
Buchhandel bei der Deutschen Buch-Export und -Import GmbH., Leipzig C1, Leninstraße 16.
Satz und Druck: E. F. Keller's Witwe VOB, Stollberg (Sachs), August-Bebel-Straße 16
III 6 50 0,7 954 (980). — Veröffentlicht unter der Lizenz-Nr. 1224 des Amtes für Literatur und
Verlagswesen der Deutschen Demokratischen Republik. Printed in Germany.
Alle Rechte vorbehalten

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE

Herausgegeben vom Rektor der Bergakademie Freiberg

A 26

BRAUNKOHLENTAGEBAU

Harmonische Abstimmung von Betriebsgeräten und -einrichtungen im Braunkohlentagebau unter besonderer Berücksichtigung des Fahrbetriebes

Von Dr.-Ing. HANSGÜNTHER WEIGELT, Freiberg

Bergakademie Freiberg
Institut für Markscheidkunde

Bücherei

Bestands-Nr. 7 6 0 / 2 1 2

1954

A k a d e m i e - V e r l a g · B e r l i n

Freib. Forsch.-H.	A 26	S. 1—56	23 Bilder	14 Tab.	Berlin, Sept. 1954
-------------------	------	---------	-----------	---------	--------------------

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE
Herausgegeben von Prof. Dr. G. F. Meyer
A 26 A

INHALTSVERZEICHNIS

Vorwort	5
Aufgabenstellung und Abgrenzung des Themas	7
Einführung und Beschreibung der einzelnen Betriebsvorgänge im Abraumbetrieb (Bagger-Zugbetrieb)	10
Maßgebende Faktoren für die harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln	12
Förderung	12
Gewinnung	26
Verkippung	39
Wirtschaftlichkeitsberechnungen	43
Zusammenhänge zwischen den gegebenen geologischen Voraussetzungen und der Tagebauentwicklung	50
Zusammenfassung	53
Literatur	55



XVI M 42
A 26 A

Eingehende betriebswirtschaftliche Untersuchungen in Niederlausitzer Braunkohlentagebauen, die Verf. in den Jahren 1946—1950 durchführte, zeigten, daß bei der Auswahl der Betriebsmittel, d. h. der Gewinnungs- und Verkip-
pungsgeräte und des rollenden Materials, vielfach Disproportionen auftraten. Besonders trifft dies für den Einsatz des rollenden Materials in Abraumbetrieben zu. Unter der Themenstellung „Harmonische Abstimmung von Betriebsgeräten und -einrichtungen (folgend kurz als ‚Betriebsmittel‘ bezeichnet) im Braunkohlentagebau unter besonderer Berücksichtigung des Fahrbetriebes“ soll untersucht werden, ob durch eine harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln im Braunkohlentagebau wirtschaftliche Vorteile zu erwarten sind. Da exakte Untersuchungen auf diesem Gebiet bisher nicht bekannt sind, sieht Verf. die Hauptaufgabe zunächst darin, Berechnungsgrundlagen aufzustellen, die eine erfolgsversprechende Lösung der auftretenden Probleme ermöglichen.

Den Herren Prof. Dr.-Ing. Härtig und Prof. Dr.-Ing. e. h. Kegel danke ich für ihre wertvollen Anregungen sowie für die freundliche Unterstützung. Den Herren Dipl.-Ing. Neumann und Dr.-Ing. Strzodka sei an dieser Stelle ebenfalls mein Dank ausgesprochen, ebenso Herrn Berging, R. Weigelt, der mir den reichen Erfahrungsschatz seiner 40jährigen Tätigkeit im Braunkohlenbergbau zur Verfügung stellte. Schließlich bin ich noch den Mitarbeitern am Institut für Tagebaukunde an der Bergakademie Freiberg, die mir bei der Anfertigung vorliegender Arbeit behilflich waren, zu Dank verpflichtet.

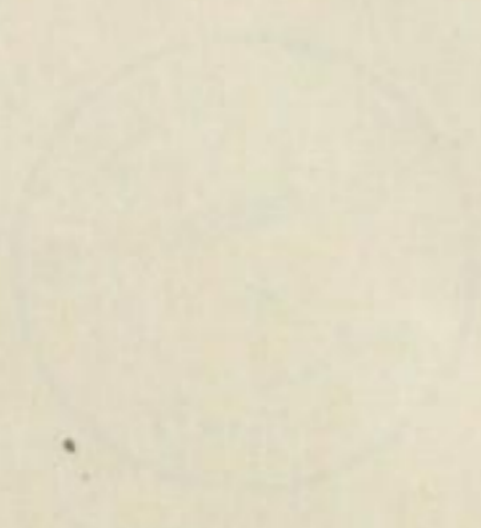
Der Verf. ist sich klar darüber, daß die gegebenen Gedankengänge in erster Linie vorläufig als Anregungen aufzufassen sind, deren weiterer Ausbau noch der Ausreifung bedarf, um vor allem Erfolg in der Praxis aufweisen zu können. Jedoch ist zu erwarten, daß eine zufriedenstellende Lösung der aufgezeigten Probleme erfolgen wird, und es besteht die Zuversicht, daß der in dieser Arbeit eingeschlagene Weg zur Lösung mit beitragen wird.

Dr.-Ing. Hansgünther Weigelt

Faint, illegible text at the top of the page, possibly bleed-through from the reverse side.

Meinem Vater

Main body of faint, illegible text, likely bleed-through from the reverse side of the page.



Aufgabenstellung und Abgrenzung des Themas

Unter den verschiedenen Bergbauzweigen ist im Braunkohlentagebau die Mechanisierung am weitesten fortgeschritten. Bedingt ist dies durch die Bewegung großer Massen, insbesondere Abraummassen. Die weiträumige Entwicklung der Tagebaue ermöglicht den Einsatz großer, leistungsfähiger Maschinen und Geräte. Die im Zuge der Rationalisierung angestrebte Zusammenfassung von großen Förderleistungen in einer Betriebseinheit führt, begünstigt durch geologische Voraussetzungen (Ablagerungsverhältnisse), zur Entwicklung von Großtagebauen mit 20 000—60 000 t Rohkohlenförderung. Bei den immer ungünstiger werdenden Verhältnissen Decke : Kohle ($D : K$) kommt der Gewinnung, Förderung und Verkipfung der die Kohle überlagernden Abraummassen eine immer größer werdende Bedeutung zu. Die Senkung der Gesteungskosten für den Abraumbetrieb (Pfg/m^3) ist mit einer der Hauptvoraussetzungen für den wirtschaftlichen Abbau tiefer liegender Flöze mit ungünstigen $D : K$ -Verhältnissen.

Es sind nun schon verschiedene Möglichkeiten aufgezeigt worden, die eine Senkung der Gesteungskosten zur Folge haben können. Es seien nur zwei der wichtigsten genannt:

1. Entwicklung von Großgeräten und Großtagebauen, d. h. Rationalisierung im weitesten Sinne.
2. Betriebsüberwachung und betriebswirtschaftliche Untersuchungen mit dem Ziel, einen bestmöglichen Zeit- und Leistungsausnutzungskoeffizienten der eingesetzten Maschinen und Geräte zu erreichen, was gleichzeitig eine Senkung der Selbstkosten zur Folge hat.

Aufgabe vorliegender Arbeit ist, zu untersuchen, ob durch „harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln“ ein Weg beschritten werden kann, der für eine Kapazitätserhöhung sowie Leistungssteigerung und eine damit verbundene weitere Hebung der Wirtschaftlichkeit von Braunkohlentagebauen erfolgversprechend ist.

Da die Gesteungskosten/ m^3 Abraum für die Selbstkosten/t Rohkohlenförderung in einem Tagebau von ausschlaggebender Bedeutung sind, sei der Schwerpunkt der Untersuchungen auf den Abraumbetrieb gelegt.

Im Abraumbetrieb sind drei Betriebsvorgänge zu unterscheiden:

1. Gewinnung
2. Förderung
3. Verkipfung

Eine genaue Abstimmung der einzelnen Arbeitsvorgänge aufeinander ist nicht nur maßgebend für die Erreichung der größtmöglichen Leistung des Gesamtbetriebes, sondern hat damit verbunden großen Einfluß auf die Gesteungskosten/ m^3 Abraum. Ein Musterbeispiel für die harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln sind die Abraumförderbrücken. Hier ist es besonders die Einführung der Bandtechnik, die eine vollkommene Abstimmung zwischen Gewinnung, Förderung und Verkipfung ermöglicht hat. Da der Einsatz von Abraum-

förderbrücken abhängig ist von dafür geeigneten besonderen Lagerstättenverhältnissen und eine harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln naturgemäß schon dadurch gegeben ist, daß die einzelnen Arbeitsvorgänge in einem Gerät zusammengefaßt sind, scheiden diese aus den weiteren Betrachtungen aus. Das gleiche gilt für Kabelbagger, die ohnedies nur für mittlere Einheitsleistungen ausgelegt werden.

Die Hauptmassen des in den Tagebauen umzulagernden Abraumes werden im Bagger-Zugbetrieb bewegt, d. h., die Förderung zwischen Gewinnungs- und Verkippsgerät erfolgt mittels Reibungsbahnen (900 und 1435 mm Spurweite). Die hierbei anfallenden Förderkosten können z. T. bis über 50 % der Gesamtgestehungskosten/m³ Abraum betragen. Aus diesem Grunde ist der Förderung bei den anzustellenden Untersuchungen besondere Beachtung zu schenken. Die große Bedeutung der Förderung kommt auch in dem Bestreben zum Ausdruck, unter Betriebsverhältnissen, die den Einsatz von Abraumförderbrücken nicht gestatten, ebenfalls zur kontinuierlichen Förderung, d. h. vorwiegend zur Bandförderung überzugehen und dafür geeignete Abbauverfahren zu entwickeln (Streifenbau). Diese Entwicklung ist aber noch nicht so weit vorangetrieben, daß sie in den Rahmen exakter Untersuchungen mit einbezogen werden kann.

Da der normale Bagger-Zugbetrieb im Braunkohlentagebau noch vorherrschend sowie die Anlage eines derartigen Betriebes weitgehend variationsfähig ist und die Eigenheit besitzt, daß diskontinuierliche Fördermittel mit entsprechend hohen Betriebskosten eingesetzt sind, liegt die Berechtigung vor, „Untersuchungen über die harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln im Braunkohlentagebau unter besonderer Berücksichtigung des Fahrbetriebes“ anzustellen.

Aus der Literatur sind Untersuchungen über die harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln bisher wenig bekannt. Derartige Betrachtungen sind meist nur in Verbindung mit anderen Themenstellungen am Rande behandelt. Bereits OHNESORGE untersuchte 1923 [1] die Wirtschaftlichkeit von Löffel- und Eimerkettenbaggern in Abhängigkeit von der Stoßhöhe, Spanbreite und Strossenlänge und der Art der Fördermittel (Kettenbahn- und Großraumförderung), ohne zu konkreten Ergebnissen gekommen zu sein. 1928 führte OHNESORGE [2] Berechnungen über die Aufnahmefähigkeit von Kippen, die Abstimmung zwischen Gewinnungs- und Förderbetrieb und über die Wirtschaftlichkeit verschiedener Betriebsvarianten durch. Dem heutigen Stand der Technik entsprechend sind diese Überlegungen als überholt anzusehen. KEGEL behandelte in einer Veröffentlichung die rechnerische Abstimmung der Eimerbaggerleistung je m Strossenfront mit der Zugaufnahmefähigkeit je lfdm Zuglänge [14]. Auf Seite 25 wird dieses Problem noch erörtert (Zusammenhänge Gewinnung — Beladung). AOCKERBLOM [3] stellte bereits 1930 Berechnungen über die wirtschaftliche Größe von Eimerkettenabraumbaggen an und behandelte den Anteil des Kapitalsdienstes je m³ Abraum sowie die Abraumselbstkosten in Abhängigkeit von der Schnitttiefe und dem Eimerinhalt. 1932 setzte AOCKERBLOM diese Arbeiten fort. Interessant sind in diesem Zusammenhang die Entgegnungen von STOCKFLETH [4], der wirtschaftliche Gegenüberstellungen über den Einsatz verschiedener Gerätegrößen bringt, die durchaus nicht zugunsten der Groß- und Größtgeräte sprechen. Doch sind die Ausführungen von STOCKFLETH unvollständig, da er nur die Gewinnung berücksichtigte. 1941 nimmt NATHOW [5] zur Frage der wirtschaftlichen Größe von Braunkohlentagebauen Stellung. Dieses Thema ist in der Literatur

wiederholt Gegenstand eingehender Untersuchungen. NATHOW beschränkt sich vorwiegend auf rein statistische Zusammenstellungen und gibt einen Überblick über die Maschinen- und Geräteentwicklung. 1949 berichtet GÄRTNER [6] über Zukunftsaufgaben der Tagebautechnik. Er behandelt u. a. das Problem der Grenzstrossenlängen gewinnungs- und kippenseitig, und zwar in Abhängigkeit von der Baggerleistung und dem Fassungsvermögen der Züge. In Verbindung mit dem gestellten Thema ist darauf noch zurückzukommen. 1951 kamen Betrachtungen über die optimale Betriebsgröße von Braunkohlentagebauen und Tagebaugeräten zur Veröffentlichung [7], die später ergänzt und mit Beispielen aus der Praxis belegt wurden.

Nach Durchsicht der Fachliteratur ergibt sich die Notwendigkeit, neue Wege zu beschreiten. Es sei aber vorweggenommen, daß auf Grund der zahlreichen, den Betriebsvorgang beeinflussenden Faktoren die Aufstellung eines allgemeingültigen „Rezeptbuches“ nicht möglich ist.

Einführung und Beschreibung der einzelnen Betriebsvorgänge im Abraumbetrieb (Bagger-Zugbetrieb)

Bei der Umlagerung von Abraum im Braunkohlentagebau sind die drei Arbeitsgänge Gewinnung — Förderung — Verkippung hintereinandergeschaltet. Die bei der Gewinnung in Anwendung stehenden Betriebsverfahren sind auf Seite 26 kurz charakterisiert. Berücksichtigung findet lediglich die Gewinnung mit kontinuierlich arbeitenden Geräten, wie Eimerketten- und Schaufelradbaggern. Die übrigen Verfahren, wie Gewinnung von Hand, hydraulische Gewinnung, diskontinuierliche Gewinnung mit Löffel- und Greifbaggern, Kabelschürfbaggern, Draglines, usw., scheiden schon auf Grund der z. T. geringen Leistungsfähigkeit aus (abgesehen von dem Einsatz als Hilfsgeräte).

Bei der Zugförderung (diskontinuierliche Förderung) ist zwischen 900 und 1435 mm Spurweite zu unterscheiden. Die kontinuierliche Förderung (Bandförderung, hydraulische Förderung) scheidet aus den Betrachtungen aus.

Bei der Verkippung ist je nach Lage und Art der Kippen, Wahl der Verkippungsgeräte, Bodenart und der Bewegungsrichtung der Kippen die in Anwendung zu bringende Verkippungsmethode zu bestimmen.

Den folgenden Betrachtungen soll der Regelbetrieb zugrunde gelegt werden, d. h. Einsatz kontinuierlich arbeitender Gewinnungsgeräte auf langer Strosse, Reibungsbahnförderung und ortseigene (Innen-)Kippen als Absetzerkippen (und Frontalkippen). In der generellen Abbauweise sind noch zwei Varianten zu unterscheiden:

1. Parallelbetrieb, früher bei kleinen Leistungen und geeigneten Verhältnissen auch mit Rundfahrt der Züge.
2. Schwenkbetrieb mit Pendelfahrt der Züge.

Die unter 1. genannte Betriebsweise soll auf Grund folgender Überlegungen keine weitere Beachtung finden: Der Parallelbetrieb ist mit großen Schwierigkeiten verbunden, die besonders auf dem Gebiet der Gleisarbeiten liegen. An den Strossenenden müssen die Strossengleise von den Verbindungsgleisen vor jedem Rücken getrennt und nach beendetem Rücken wieder geschlossen werden. Damit sind umfangreiche Gleisarbeiten verbunden, die außerdem erhebliche Zeit- und Leistungseinbußen zur Folge haben. Diese Nachteile werden sich um so störender auswirken, je größer die Leistung des Betriebes, d. h. je größer der Verhiebsfortschritt pro Tag ist. Diese Nachteile wirken sich schon auf Förderbrückenbetriebe ungünstig aus, wo lediglich ein Transportgleis in die Strosse einbindet. Wenn auch hier die Leistung nicht unmittelbar nachteilig beeinflusst wird, so treten doch erhöhte Kosten auf. Es sei also vorausgesetzt, daß der Tagebau im Schwenkbetrieb arbeitet.

In Bild 1 sind die gedachten Betriebsverhältnisse skizziert. Der durchschnittliche Förderweg setzt sich wie folgt zusammen:

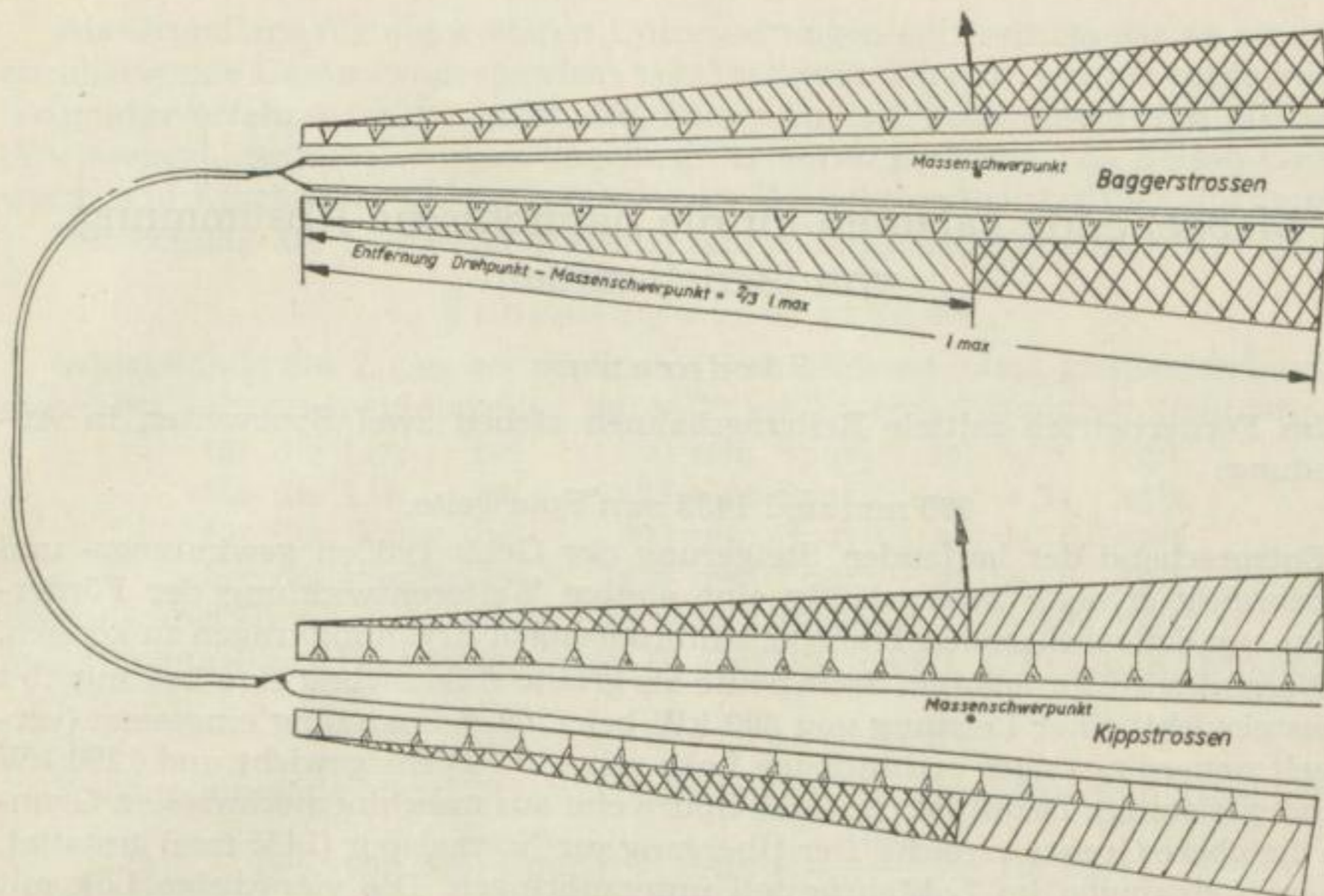


Bild 1. Schema eines Abraumbetriebes (ohne Maßstab)
(Bagger — Zugbetrieb)

1. $\frac{2}{3}$ der maximalen Baggerstrossenlänge
2. Verbindung Drehpunkt Baggerstrossen bis Drehpunkt Kippenstrossen
3. $\frac{2}{3}$ der maximalen Kippenstrossenlänge

Dabei ist unterstellt, daß der Abraum unter den in Bild 1 gleichmäßig schraffierten Flächen auf den entsprechenden Strossenlängen gewonnen bzw. verkippt wird, wodurch der durchschnittliche Förderweg immer gleich bleibt.

In der Behandlung der einzelnen Betriebsvorgänge sei die Förderung vorweggestellt. Dieser kommt nicht nur betriebskostenmäßig große Bedeutung zu, sondern auch in Verbindung mit Fragen der harmonischen Abstimmung von Betriebsmitteln, da der Gewinnungs- und Verkipfungsbetrieb mehr oder weniger an geologische und hydrologische Voraussetzungen gebunden ist. Die einzelnen Betriebsvorgänge kommen also in folgender Reihenfolge zur Besprechung:

- I. Förderung
- II. Gewinnung
- III. Verkipfung

Dabei werden die Faktoren näher untersucht, die in Verbindung mit Fragen der harmonischen Abstimmung von Betriebsmitteln als maßgebend erscheinen.

Maßgebende Faktoren für die harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln

Förderung

Im Förderbetrieb mittels Reibungsbahnen stehen zwei Spurweiten in Anwendung:

900 mm und 1435 mm Spurweite.

Entsprechend der laufenden Steigerung der Gerätegrößen gewinnungs- und kippenseitig erfolgte zwangsläufig eine stetige Weiterentwicklung der Fördermittel, um den wachsenden Transportanforderungen Rechnung tragen zu können.

Normal wird für 900 mm Spur heute als größte Ausführung eine Lok mit 75 t Dienstgewicht, einer Leistung von 800 kW bei 1200 V Spannung eingesetzt (vereinzelt neuerdings auch sechsachsige Loks mit 120 t Dienstgewicht und 1200 kW Stundenleistung). Damit ist für diese Spurweite aus maschinentechnischen Gründen die obere Grenze erreicht. Der Übergang zur Normalspur (1435 mm) gestattet, höhere Leistungen im Lokfahrgestell unterzubringen. Die vierachsige Lok mit einem Dienstgewicht von 100 t entwickelt eine Stundenleistung von 1100 kW bei 1200 V Spannung; als Größteinheiten sind sechsachsige Loks mit einem Dienstgewicht von 150 t, einer Stundenleistung von 1651 kW bei 1200 V Spannung im Einsatz.

Entsprechende Tendenzen sind in der Abraumwagenentwicklung zu verzeichnen. Bei 900 mm Spur gelangen Wagen mit einem Fassungsvermögen von 16, 25 und 36 m³ zum Einsatz (neuerdings auch solche mit einem Fassungsvermögen von 50 m³). Bei 1435 mm Spur stehen Wagen mit einem Fassungsvermögen von 36, 55, 60 und vereinzelt schon 75—80 m³ im Einsatz. Damit sind nur die gebräuchlichsten Typen genannt. In den folgenden Untersuchungen finden hauptsächlich folgende Zugarnituren Berücksichtigung:

Spurweite in mm	Lok-Dienstgewicht in t	Wagen-Fassungsver- mögen in m ³	Zugarnitur Nr.
900	75	16	1
900	75	25	2
900	75	36	3
1435	100	36	4
1435	100	55	5
1435	100	60	6
1435	150	36	7
1435	150	55	8
1435	150	60	9

Sonderfälle, wie Koppeln zweier Loks, Einsatz von Größteinheiten, die sich noch in der Entwicklung befinden, werden zur Vervollständigung an den entsprechenden Stellen mit erwähnt und in die Berechnungen einbezogen.

Als Grundlage für die weiteren Untersuchungen ist zunächst das an eine Lok anzuhängende Gesamtwagengewicht von Interesse. Hierfür werden mehrere Berechnungsverfahren angewendet. Im Folgenden sei nach einem von RÜPPEL (Vorlesungsunterlagen) vorgeschlagenen Verfahren gerechnet, da dessen Grundwerte und Ergebnisse mit den praktischen Betriebswerten gut übereinstimmen.

Berechnung der möglichen Wagenanzahl in einer Zugeinheit:

I. Fahrzeugwiderstände:

Widerstände des Zuges bei mittleren Verhältnissen (ohne Luftwiderstand, da dieser bei Fahrgeschwindigkeiten unter 30 km/h vernachlässigbar klein ist):

für die Lok bei 900 mm Spur $w_1 = 20$ kg/t

für die Lok bei 1435 mm Spur $w_1 = 11$ kg/t

für die Wagen bei 900 mm Spur $w_w = 8,5$ kg/t

für die Wagen bei 1435 mm Spur $w_w = 6$ kg/t

Reibungskoeffizient μ (zwischen Rad und Schiene) = 200 kg/t

unter ungünstigen Umständen nach H. BAGER und I. OTTOSON, Stockholm.

II. Streckenwiderstände:

Krümmungswiderstand bei einem kleinsten Kurvenradius von $R = 300$ m:

$$\text{bei } 900 \text{ mm Spur } w_r = \frac{380}{R - 15} = 1,3 \text{ kg/t}$$

$$\text{bei } 1435 \text{ mm Spur } w_r = \frac{700}{R - 20} = 2,5 \text{ kg/t}$$

Auftretende Steigungen werden durch den Steigungswiderstand berücksichtigt:

$$w_s = s \text{ in kg/t, wenn } s = \text{Steigung in } \text{‰}.$$

Es ist

$$\text{Zuggewicht } G = G_1 + G_w \text{ in t.}$$

Darin ist G_1 das Reibungsgewicht der Lok in t. Bei E-Loks ist das Reibungsgewicht G_r gleich dem Dienstgewicht G_1 der Lok, da alle Achsen Triebachsen sind. G_w ist das Gesamtgewicht der angehängten Wagen.

Zugkraft am Triebtradumfang $Z_t = G_1 \cdot \mu$.

$$G_w = \frac{Z_t - w_1 \mp s \cdot G_1 - w_r \cdot G_1}{w_w \pm s + w_r} \text{ in t.}$$

Dabei gelten die oberen Vorzeichen vor s für Steigung, die unteren Vorzeichen für Gefälle.

$$\text{mögl. Wagenanzahl } z = \frac{G_w}{\text{Gewicht eines beladenen Wagens}}$$

Nutzlast eines Zuges = $z \cdot$ Wageninhalt (in m^3 gew. Boden)

Für die Berechnung des Inhaltes in m^3 gew. Boden pro Wagen dienen folgende Grundwerte:

spez. Gewicht des Bodens 2,0 t/ m^3 gew. Boden

Auflockerungsfaktor 1,2

$$\text{Ladegewicht (in t)} = \frac{\text{Fassungsvermögen in } \text{m}^3 \cdot \text{spez. Gewicht}}{\text{Auflockerungsfaktor}}$$

$$\text{Wageninhalt (in } \text{m}^3) = \frac{\text{Ladegewicht}}{\text{spezifisches Gewicht}}$$

Die entsprechenden Berechnungen sind für gestrichen gefüllte Wagen durchgeführt.

In Tabelle 1 sind für die Zugeinheiten 1—9 in Abhängigkeit von der Steigung s die entsprechenden Werte zusammengefaßt. Index a ist folgend kennzeichnend für eine Steigung $s = 10 ‰$, b für $s = 15 ‰$ und c für $s = 20 ‰$. Vermerkt sei, daß auch bei sählig verlegten Gleisen mit $s = 10 ‰$ örtlich zu rechnen ist. In Bild 2 ist für die verschiedenen Lokgrößen das mögliche Gesamtwagen-gewicht in Abhängigkeit von der Steigung s unter sonst gleichen Voraussetzungen dargestellt.

Tabelle 1. Mögliche Nutzlasten pro Zugeinheit bei Einsatz verschiedener Zugeinheiten und wechselnden maximalen Steigungsverhältnissen für die Vollfahrt

Dienst- gewicht der Lok in t Spurweite in mm	Abraumwagen				Wagen- gesamt- gewicht, beladen in t	Steigung s in ‰	G_w in t	Anzahl der Wagen pro Zug z	Nutzlast pro Zugeinheit (abgerund.) in $m^3/gew.$ Boden
	Fassungs- vermögen in m^3	Leer- gewicht in t	Ladegew. in t/Wa- gen	Inhalt in $m^3/gew.$ Boden					
75 t 900 mm	16	16,75	26,7	13,35	43,45	10	640	14	rd. 187
	25	19,5	41,7	20,85	61,2	10	640	10	„ 208
	36	28,5	60	30	88,5	10	640	7	„ 210
75 t 900 mm	16	16,75	26,7	13,35	43,45	15	495	11	„ 147
	25	19,5	41,7	20,85	61,2	15	495	8	„ 166
	36	28,5	60	30	88,5	15	495	5	„ 150
75 t 900 mm	16	16,75	26,7	13,35	43,45	20	400	9	„ 120
	25	19,5	41,7	20,85	61,2	20	400	6	„ 125
	36	28,5	60	30	88,5	20	400	4	„ 120
100 t 1435 mm	36	28,8	60	30	88,8	10	955	10	„ 300
	55	46	91,8	45,9	137,8	10	955	7	„ 320
	60	42	100	50	142	10	955	7	„ 350
100 t 1435 mm	36	28,8	60	30	88,8	15	730	8	„ 240
	55	46	91,8	45,9	137,8	15	730	5	„ 229
	60	42	100	50	142	15	730	55	„ 250
100 t 1435 mm	36	28,8	60	30	88,8	20	585	6	„ 180
	55	46	91,8	45,9	137,8	20	585	4	„ 183
	60	42	100	50	142	20	585	4	„ 200
150 t 1435 mm	36	28,8	60	30	88,8	10	1430	16	„ 480
	55	46	91,8	45,9	137,8	10	1430	10	„ 459
	60	42	100	50	142	10	1430	10	„ 500
150 t 1435 mm	36	28,8	60	30	88,8	15	1095	12	„ 360
	55	46	91,8	45,9	137,8	15	1095	8	„ 367
	60	42	100	50	142	15	1095	7	„ 350
150 t 1435 mm	36	28,8	60	30	88,8	20	878	10	„ 300
	55	46	91,8	45,9	137,8	20	878	6	„ 275
	60	42	100	50	142	20	878	6	„ 300

Sucht man nun nach der Zugeinheit, die unter gegebenen Betriebsbedingungen (bei wechselnder Baggerleistung, wechselnden Förderwegen usw.) einen kostenmäßig rentablen, d. h. bei möglichst niedrigen Selbstkosten arbeitenden Zugbetrieb gewährleistet, so muß man den Förderbetrieb im Rahmen des Gesamtbetriebes unter Berücksichtigung der Baggerleistung, Länge des Förderweges usw. betrachten. Es ist also eine harmonische Abstimmung der einzelnen Betriebs-

mittel anzustreben. Selbstverständlich besteht die Möglichkeit, an Hand von

Statistiken, besonders wenn diese nach einheitlichen Gesichtspunkten zusammengestellt sind, geeignete Unterlagen zusammenzutragen. Doch dürfte dieser Weg zeitraubend und vielleicht auch unsicher sein. Andererseits besteht die Möglichkeit einer formelmäßigen Aufstellung von Berechnungsgrundlagen nach rein mathematischen Gesichtspunkten. Es muß

aber hierbei erkannt werden, daß auch diese Methode mit Schwierigkeiten verbunden ist, zumal eine rein formelmäßige Erfassung der vielen, den Endeffekt beeinflussenden Faktoren auf Grund der wechselnden Eigenheiten des Tagebaues nicht ganz vollkommen gelingen dürfte.

Es gelten folgende Bezeichnungen:

t_w Baggerzeit/Wagen in min
 k_w Kippzeit/Wagen in min
 z Anzahl der Wagen/Zugeinheit
 T Gesamtfahrzeit in einem Zugspiel in min (einschl. Wartezeiten)
 V_1 raportiertes Fassungsvermögen eines Wagens in m^3 gewachsenem Boden

Es gelten folgende Bezeichnungen:

$t_f = t_w \cdot z$ Beladezeit für einen Zug in min
 $k_f = k_w \cdot z$ Kippzeit für einen Zug in min
 $V_{zug} = V_1 \cdot z$ Gesamtzuginhalt in m^3
 $T_o = T + t_f + k_f$ Gesamtfahrspiel (entspr. dem optimalen Fahrspiel).

Zur Berechnung der optimalen Zugleistung Q_o bzw. der optimalen Wagenleistung Q_{ow} in m^3 /Stunde gelten folgende Beziehungen:

Zur Berechnung der optimalen Zugleistung Q_o bzw. der optimalen Wagenleistung Q_{ow} in m^3 /Stunde gelten folgende Beziehungen:

Zur Berechnung der optimalen Zugleistung Q_o bzw. der optimalen Wagenleistung Q_{ow} in m^3 /Stunde gelten folgende Beziehungen:

Zur Berechnung der optimalen Zugleistung Q_o bzw. der optimalen Wagenleistung Q_{ow} in m^3 /Stunde gelten folgende Beziehungen:

$$Q_o = \frac{60 \cdot V_{zug}}{T + t_f + k_f} = \frac{60 \cdot V_1 \cdot z}{T + z \cdot t_w + z \cdot k_w}$$

$$Q_{ow} = \frac{60 \cdot V_1}{T + t_f + k_f} = \frac{60 \cdot V_1}{T + z \cdot t_w + z \cdot k_w}$$

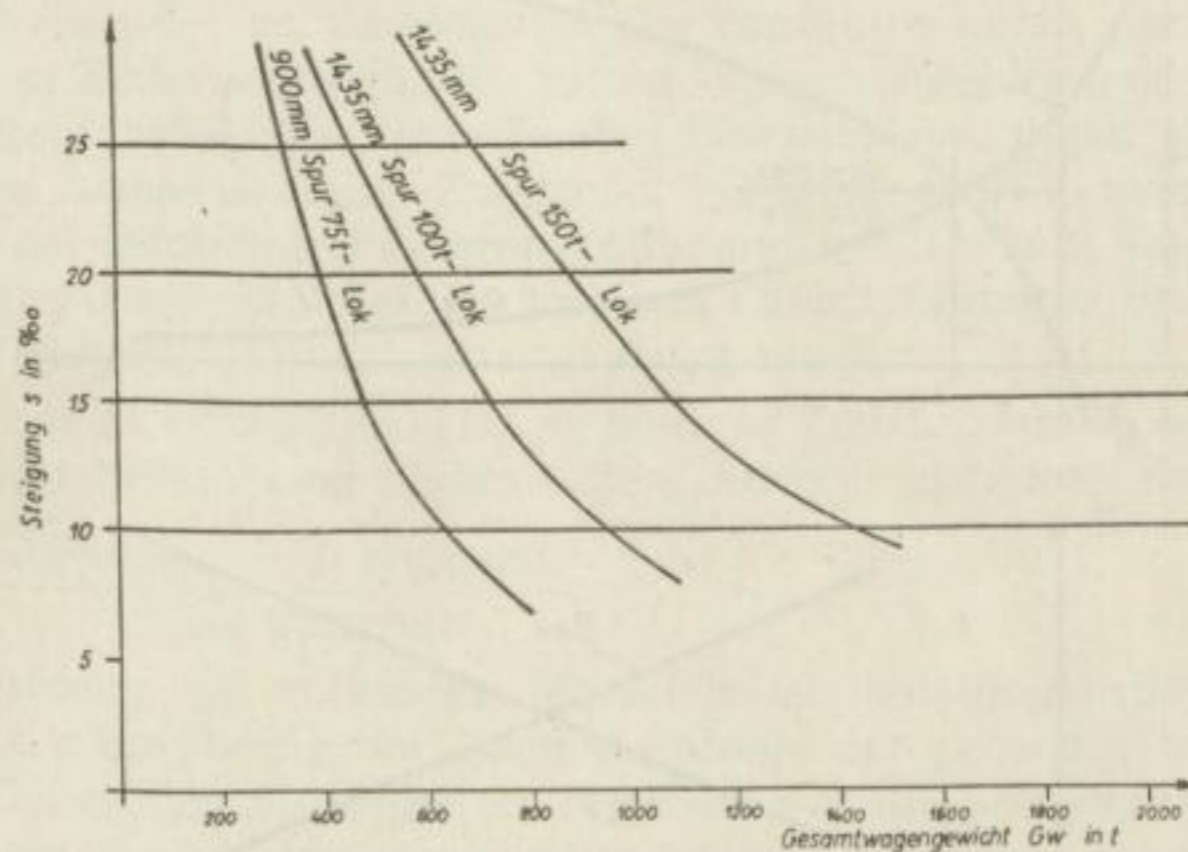


Bild 2. Mögliches Gesamtwagengewicht G_w in t in Abhängigkeit von der Steigung s in ‰ unter sonst gleichen Voraussetzungen

Zur Berechnung der optimalen Zugleistung Q_o bzw. der optimalen Wagenleistung Q_{ow} in m^3 /Stunde gelten folgende Beziehungen:

$$Q_o = \frac{60 \cdot V_{zug}}{T + t_f + k_f} = \frac{60 \cdot V_1 \cdot z}{T + z \cdot t_w + z \cdot k_w}$$

$$Q_{ow} = \frac{60 \cdot V_1}{T + t_f + k_f} = \frac{60 \cdot V_1}{T + z \cdot t_w + z \cdot k_w}$$

Für $z = 1$ ist $Q_o = Q_{ow} = \frac{60 \cdot V_1}{T + t_w + k_w} = Q_{ow \max}$

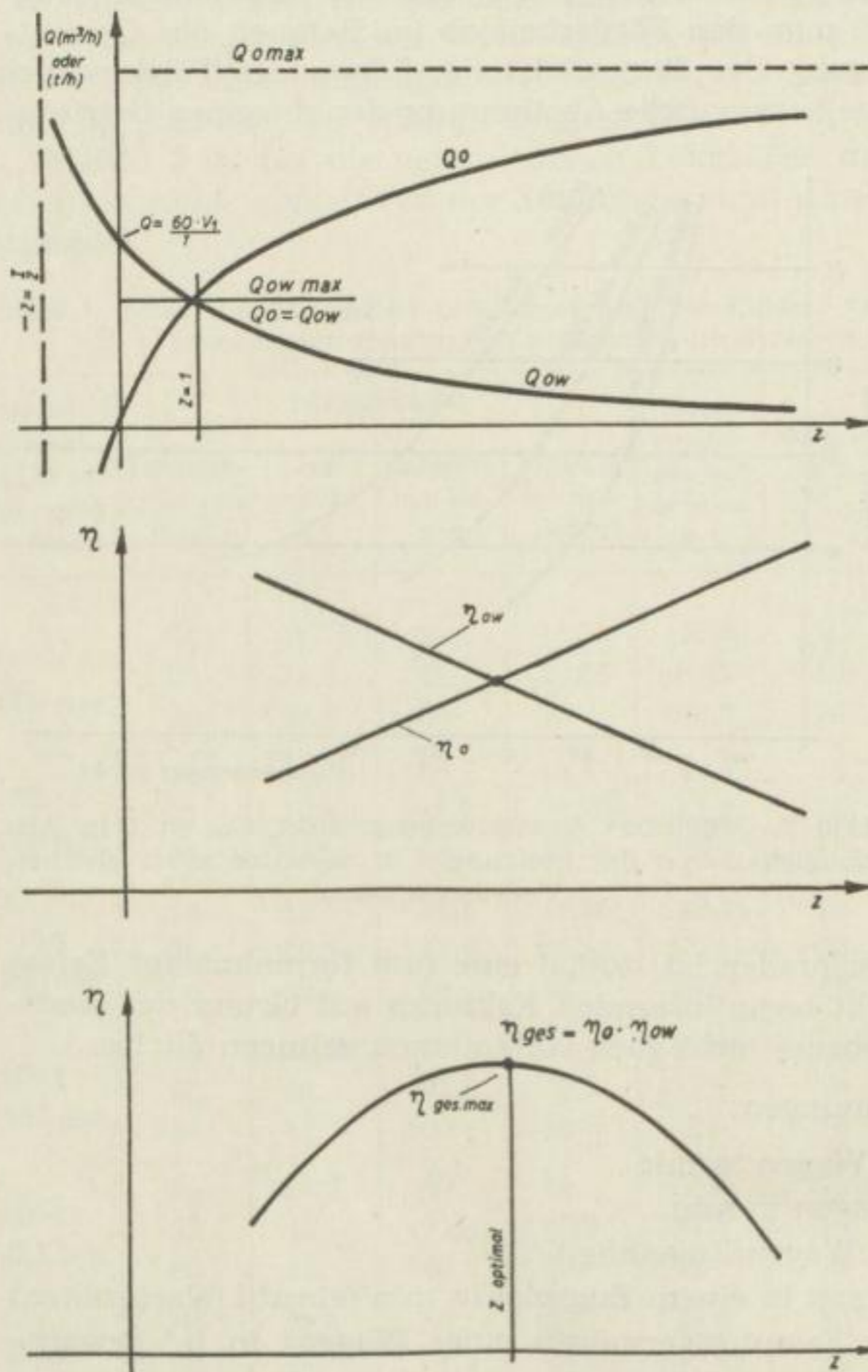


Bild 3. Grundsätzlicher Verlauf von Q_o , Q_{ow} , η_o , η_{ow} und η_{ges}

Nach Bild 3 oben sind Q_o und Q_{ow} zwei hyperbolische Funktionen, wenn man Q als $f(z)$ betrachtet. Der Wert $Q_o = Q_{ow}$ ist gleichzeitig der größtmögliche Wert für Q_{ow} , welches mit größer werdendem z gegen 0 strebt. Q_o wächst mit größer werdendem z und nähert sich einem Maximalwert

$$Q_o \max = \frac{60 \cdot V_1}{t_w + k_w}$$

(da für $z \rightarrow \infty$ T verschwindend klein wird, z läßt sich dann aus Zähler und Nenner herauskürzen).

In einer Zugeinheit mit z Wagen bedeutet für den einzelnen Wagen die Zeit $(z - 1) \cdot t_w + (z - 1) \cdot k_w$ relativen Stillstand, da $T_o = T + z \cdot t_w + z \cdot k_w$ ist.

Daraus geht hervor, daß das Verhältnis

$$\frac{\text{Baggerzeit} + \text{Kippzeit}}{\text{reine Fahrzeit}}$$

von Einfluß auf die Ausnutzung des rollenden Materials, insbesondere der Wagen, ist. Zu den weiteren Untersuchungen seien noch die folgenden Aus-

nutzungskoeffizienten (Kontrolle auf Leistungsbasis) eingeführt:

1. Leistungsausnutzungskoeffizient für die E-Lok bzw. für den gesamten Zug

$$\eta_o = \frac{Q_o}{Q_o \max}$$

2. Leistungsausnutzungskoeffizient für den einzelnen Wagen

$$\eta_{ow} = \frac{Q_{ow}}{Q_{ow \max}}$$

3. Gesamtleistungsausnutzungskoeffizient

$$\eta_{ges} = \eta_o \cdot \eta_{ow}$$

Der grundsätzliche Verlauf von η_o , η_{ow} , η_{ges} geht aus dem Bild 3 hervor.

Mit Hilfe dieser formelmäßigen Zusammenstellung ist es möglich, die Ausnutzungskoeffizienten des rollenden Materials, insbesondere dessen Einsatz in verschiedenen Betriebsabteilungen und Betrieben, auf einer einheitlichen Grundlage festzustellen und untereinander zu vergleichen. Sie charakterisieren nicht nur den Einsatz des rollenden Materials bezüglich seiner Wirtschaftlichkeit, sondern auch weitgehend die Rentabilität der betreffenden Betriebsabteilungen, da entscheidende Faktoren, wie Baggerleistung, Zuggröße, Förderweg usw., sowie besonders die Abstimmung der einzelnen Faktoren aufeinander mit erfaßt sind. Selbstverständlich ist auch eine Gegenüberstellung mit dem Effektivfahrspiel bzw. der Effektivleistung bei der täglichen Betriebsüberwachung möglich.

Ähnliche Überlegungen hat SCHESCHKO [13] in neuerer Zeit angestellt, die der Vollständigkeit halber mit Erwähnung finden sollen. Auch er erkannte, daß das Verhältnis

$$\frac{\text{Baggerzeit} + \text{Kippzeit}}{\text{reine Fahrzeit}}$$

von Einfluß auf die Ausnutzung des rollenden Materials ist, bei eingleisigen Baggerstrossen auch auf die Ausnutzung der Bagger (infolge der prozentualen Größe des Abgabefaktors). Bei großen Zugeinheiten erweisen sich die Wartezeiten des Baggers auf Leerzüge am niedrigsten, umgekehrt ist eine bessere Ausnutzung des rollenden Materials bei kleineren Zugeinheiten gegeben. SCHESCHKO bestimmt:

1. $\eta_{zug} = \frac{\text{Fahrspiel eines Zuges mit einem Wagen}}{\text{Fahrspiel eines Zuges mit } z \text{ Wagen}}$
2. $\eta_{Bagger} = \frac{\text{Ladefähigkeit eines Zuges mit } z \text{ Wagen}}{\text{Baggerleistung} \cdot \text{Zugwechselzeit} + \text{Ladefähigkeit eines Zuges mit } z \text{ Wagen}}$
3. $\eta_{ges} = \eta_{zug} + \eta_{Bagger}$
 $\eta_{ges} = f(z)$
4. Aus $\frac{d \eta_{ges}}{dz} = 0$ und $\frac{d^2 \eta_{ges}}{d^2 z} < 0$

wird der positive Wert von z bestimmt, der einem Maximum von η_{ges} entspricht.

Diese Überlegung ist abhängig von der Tatsache, daß nur eingleisige Baggerstrossen vorhanden sind. Für diese Voraussetzung erlaubt die angedeutete Formelentwicklung die Bestimmung der optimalen Wagenanzahl in einer Zugeinheit unter Berücksichtigung der Zug- sowie der Baggerausnutzung. Eine Übertragung auf die Verhältnisse des modernen Braunkohlentagebaues ist schon deshalb nicht möglich, weil für einen leistungsfähigen Gewinnungsbetrieb die Gewinnungsgeräte durch Zugpausen keine Leistungseinbußen erfahren dürfen, was durch mehrgleisige Baggerstrossen sowie durch Abstimmung der Zuggröße, Strossenlänge und Baggerleistung erreicht wird.

Außerdem erscheint Verfasser die Bestimmung von η_{ges} aus $\eta_{zug} + \eta_{Bagger}$ als nicht ganz eindeutig, da nur $\eta_{ges} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_3 \dots$ mathematisch richtig ist. (η_{zug} und η_{Bagger} stehen doch in einer gegenseitigen Abhängigkeit.)

Für den Fahrbetrieb im Abraum sollen die entwickelten Berechnungsgrundlagen zur Klärung folgender Fragen herangezogen werden:

1. Abhängigkeit der Ausnutzungskoeffizienten η_o und η_{ow} von der Länge des Förderweges und der Wagenanzahl z in einer Zugeinheit bei gegebener Baggerleistung.
2. Abhängigkeit der Ausnutzungskoeffizienten η_o und η_{ow} von der Baggerleistung bei Einsatz verschiedener Zuggarnituren bei gegebenem Förderweg.
3. Klärung der Zusammenhänge Baggerleistung—Förderweg—Zuggröße mit dem Ziel, für gegebene Verhältnisse die Zuggröße zu finden, deren Einsatz einen wirtschaftlich optimalen Förderbetrieb garantiert.

Bei den Fahrspielberechnungen sind folgende durchschnittliche Fahrgeschwindigkeiten zugrunde gelegt:

	Vollfahrt	Leerfahrt
900 mm Spur	$v = 15$ km/h	$v = 20$ km/h
1435 mm Spur	$v = 18$ km/h	$v = 26$ km/h

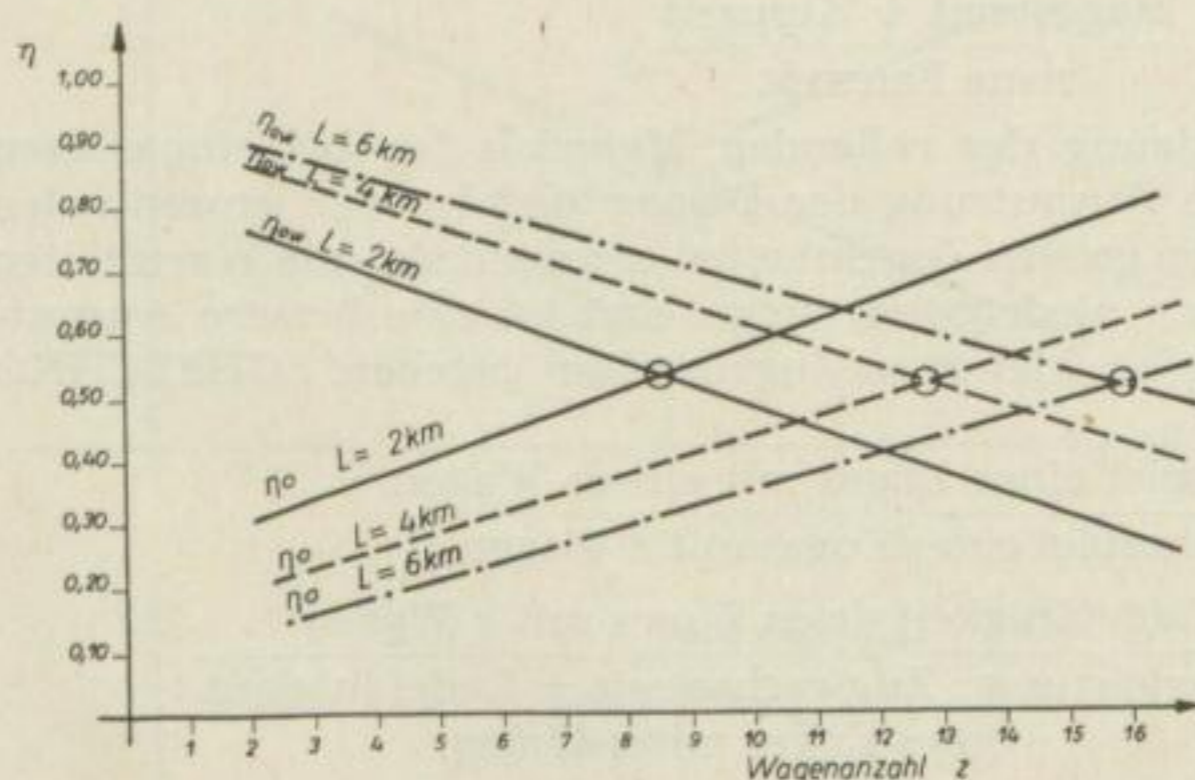


Bild 4. η_o und η_{ow} in Abhängigkeit von der Wagenzahl z in einer gegebenen Zuggarnitur und dem Förderweg L in km

Den errechneten Fahrzeiten werden in jedem Fall 5 min für Wartezeiten usw. zugeschlagen. Als Kippzeit wird für einen Wagen, unabhängig von der Wagengröße, mit 0,5 min gerechnet, die Wagen sollen einzeln abgekippt werden.

Zu 1. Tabelle 2 enthält die Werte eines entsprechenden Beispiels und Bild 4 die graphische Auswertung. Es ist zu ersehen, daß η_o mit steigendem z wächst und bei konstantem z mit größer werden-

Tabelle 2. Abhängigkeit der Ausnutzungskoeffizienten η_o und η_{ow} von der Länge des Förderweges und der Wagenanzahl z einer Zugeinheit bei gegebener Baggerleistung

Baggerleistung in m^3/h	Zuggarnitur Nr.	z	$V_1 \cdot z$ in m^3	Förderweg in km	T min	t_f min	k_f min	T_o min	Q_o m^3/h	$Q_o \max$ m^3/h	η_o	Q_{ow} m^3/h	$Q_{ow} \max$ m^3/h	η_{ow}
600	2 a	10	208	2,0	19	20,8	5	44,8	280	484	0,58	28,0	58,0	0,484
		8	166	2,0	19	16,6	4	39,6	252	484	0,52	31,5	58,0	0,544
		6	125	2,0	19	12,5	3	34,5	217	484	0,448	36,1	58,0	0,622
	2 b	10	208	4,0	33	20,8	5	58,8	212	484	0,438	21,2	35,2	0,602
		8	166	4,0	33	16,6	4	53,6	186	484	0,385	23,2	35,2	0,659
		6	125	4,0	33	12,5	3	48,5	155	484	0,32	25,8	35,2	0,734
	2 c	10	208	6,0	47	20,8	5	72,8	172	484	0,355	17,2	25,2	0,681
		8	166	6,0	47	16,6	4	67,6	147	484	0,304	18,4	25,2	0,73
		6	125	6,0	47	12,5	3	62,5	120	484	0,248	20,0	25,2	0,794

dem Förderweg fällt. η_{ow} fällt mit steigendem z und steigt mit größer werdendem Förderweg bei konstantem z . Die Schnittpunkte von η_o und η_{ow} verschieben sich bei größer werdendem Förderweg zugunsten einer größeren Wagenanzahl z in einer Zugeinheit. Auf die Bedeutung dieser Schnittpunkte ist unter 3. noch eingehend zurückzukommen, doch sei vorweggenommen, daß bei kurzen Förderwegen kleinere Zuggarnituren wirtschaftlicher arbeiten als größere, das Gegenteil ist bei langen Förderwegen der Fall. Das ist auch nach dem bisher Gesagten über die relative Stillstandszeit des einzelnen Wagens in einer Zugeinheit verständlich.

Zu 2. In Tabelle 3 sind die Ausnutzungskoeffizienten η_o und η_{ow} in Abhängigkeit von der Baggerleistung bei Einsatz verschiedener Zuggarnituren unter sonst gleichen Voraussetzungen (konstanter Förderweg) zusammengestellt

und in Bild 5 oben graphisch aufgetragen. Die Schnittpunkte der Kurven für η_o und η_{ow} lassen erkennen, daß mit wachsender Baggerleistung die optimale Ausnutzung bei steigenden Zuggrößen liegt. Auffällig an den in Tabelle 3 in der letzten Spalte angegebenen Werten über die einzusetzenden Zugeinheiten, die zur Auslastung des betreffenden Baggers nötig sind, ist, daß jeweils dann eine Zuggarnitur eine bessere Ausnutzung des rollenden Materials ermöglicht, wenn bei Einsatz der vorhergehenden kleineren Zuggarnitur mehr als 3 Züge zur Auslastung des Baggers einzusetzen sind. Die Anzahl der einzusetzenden Zugeinheiten ist mit entscheidend für die Wirtschaftlichkeit des Fahrbetriebes. Je mehr Zugeinheiten laufen, um so teurer und komplizierter wird der Betrieb.

Zu 3. Zur Klärung der Zusammenhänge Baggerleistung-Förderweg-Zuggröße sei die Lage des

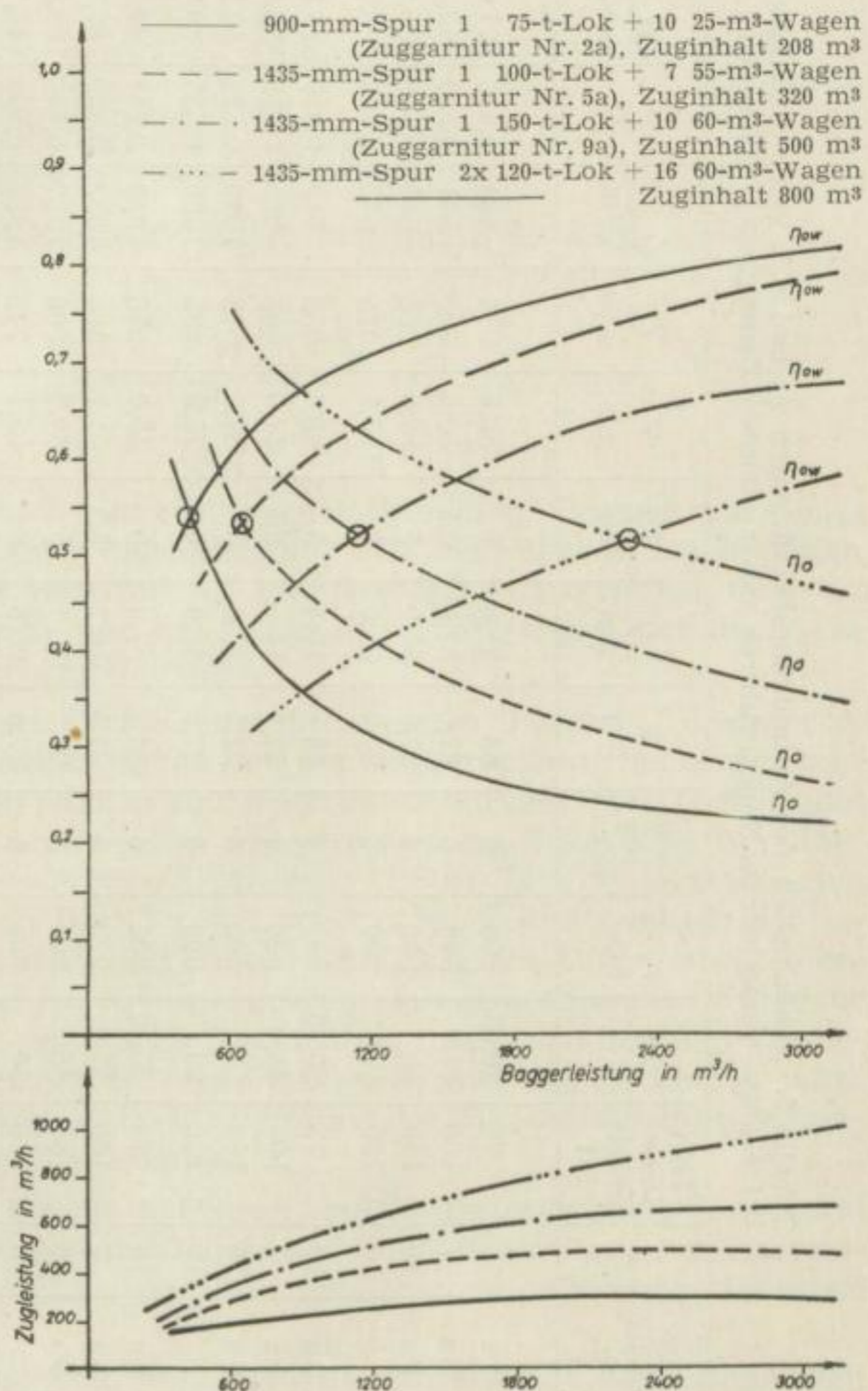


Bild 5. η_o und η_{ow} in Abhängigkeit von der Baggerleistung bei Einsatz verschiedener Zugeinheiten unter gleichen Bedingungen

Tabelle 3. Abhängigkeit der Ausnutzungskoeffizienten η_o und η_{ow} von der Baggerleistung bei Einsatz verschiedener Zuggarnituren unter gleichen Bedingungen (Förderweg = 4 km)

Baggerleistung in m ³ /h	Zuggarnitur Nr.	z	Lok-Dienstgewicht in t	V ₁ in m ²	V ₁ · z in m ²	Förderweg in km	T min	t _f min	K _f min	T _o min	Q _o m ³ /h	Q _{o max} m ³ /h	η_o	Q _{ow} m ³ /h	Q _{ow max} m ³ /h	η_{ow}	Im Betrieb einzusetzende Zugeinheiten
600	2 a	10	75	20,85	208	4	33	20,8	5	58,8	212	484	0,438	21,2	35,2	0,602	2,83 rd. 3
	5 a	7	100	45,9	320	4	27,5	32,0	3,5	63,0	305	541	0,563	43,5	84,5	0,514	1,97 .. 2
	9 a	10	150	50	500	4	27,5	50,0	5	82,5	364	545	0,668	36,4	97,0	0,400	1,65 .. 2
		16	2×120	50	800	4	27,5	80,0	8	115,5	415	545	0,764	25,9	91,0	0,285	1,45 .. 2
1200	2 a	10	75	20,85	208	4	33	10,4	5	48,4	258	810	0,319	25,8	36,2	0,713	4,64 .. 5
	5 a	7	100	45,9	320	4	27,5	16	3,5	47,0	408	985	0,415	58,4	91,8	0,637	2,94 .. 3
	9 a	10	150	50	500	4	27,5	25,0	5	57,5	522	1000	0,522	52,2	98,4	0,53	2,3 .. 3
		16	2×120	50	800	4	27,5	40,0	8	75,5	635	1000	0,635	39,7	98,4	0,404	1,9 .. 2
1800	2 a	10	75	20,85	208	4	33	7,0	5	45,0	278	1040	0,267	27,8	36,5	0,761	6,46 .. 7
	5 a	7	100	45,9	320	4	27,5	10,7	3,5	41,7	460	1352	0,339	65,7	93	0,707	3,91 .. 4
	9 a	10	150	50	500	4	27,5	16,7	5	49,2	608	1382	0,44	60,8	101	0,602	2,96 .. 3
		16	2×120	50	800	4	27,5	26,6	8	62,1	770	1382	0,555	48,1	101	0,477	2,34 .. 3
2400	2 a	10	75	20,85	208	4	33	5,2	5	43,2	289	1220	0,237	28,9	36,6	0,79	8,3 .. 9
	5 a	7	100	45,9	320	4	27,5	8,0	3,5	39,0	493	1665	0,296	70,5	94,4	0,75	4,8 .. 5
	9 a	10	150	50	500	4	27,5	12,5	5	45,0	666	1715	0,389	66,6	102,5	0,651	3,6 .. 4
		16	2×120	50	800	4	27,5	20,5	8	55,5	865	1715	0,504	54	102,5	0,526	2,77 .. 3
3000	2 a	10	75	20,85	208	4	33	4,2	5	42,2	296	1360	0,218	29,6	36,65	0,808	10,1 .. 10
	5 a	7	100	45,9	320	4	27,5	6,4	3,5	37,4	514	1935	0,265	73,4	95,1	0,771	5,84 .. 6
	9 a	10	150	50	500	4	27,5	10,0	5	42,5	705	2000	0,352	70,5	103,3	0,682	4,25 .. 5
		16	2×120	50	800	4	27,5	16	8	51,5	933	2000	0,466	58,3	103,3	0,564	3,2 .. 3

Schnittpunktes $\eta_o = \eta_{ow}$ genauer verfolgt, zumal mit diesem Schnittpunkt ein Maximum von η_{ges} zusammenfällt. Für gegebene Verhältnisse ist die optimale Wagenanzahl $z_{optimal}$ in einer Zuggarnitur zu bestimmen. Zur Bestimmung des dem Schnittpunkt $\eta_o = \eta_{ow}$ entsprechenden z -Wertes müssen folgende Bedingungen erfüllt sein:

$$\eta_o = \frac{Q_o}{Q_{o \max}} = \frac{(60 \cdot V_1 \cdot z) \cdot (t_w + t_k)}{(T + z \cdot (t_w + k_w)) \cdot (60 \cdot V_1)}$$

$$\eta_{ow} = \frac{Q_{ow}}{Q_{ow \max}} = \frac{(60 \cdot V_1) \cdot (T + t_w + k_w)}{(T + z \cdot (t_w + k_w)) \cdot (60 \cdot V_1)}$$

$$\underline{\eta_o = \eta_{ow}}$$

Setzt man für die Ausdrücke η_o und η_{ow} ein und eliminiert z , so wird

$$z = \frac{T + t_w + k_w}{t_w + k_w} = z_{optimal}$$

Da $t_w = \frac{V_1}{Q_{\min}}$ ist (Q_{\min} = Baggerleistung in m^3/\min), so ist auch

$$z_{optimal} = \frac{T + \frac{V_1}{Q_{\min}} + k_w}{\frac{V_1}{Q_{\min}} + k_w}$$

Diese Gleichung ermöglicht die Berechnung der optimalen Wagenanzahl $z_{optimal}$ für eine Zugeinheit bei gegebener Baggerleistung und Wagengröße. Da die Kippzeit k_w für den einzelnen Wagen mit $0,5 \text{ min} = \text{const.}$ angenommen wird, ist $z_{optimal}$ weiterhin noch abhängig von der Länge des Förderweges, der durch die Fahrzeit T in obenstehende Formel eingeht.

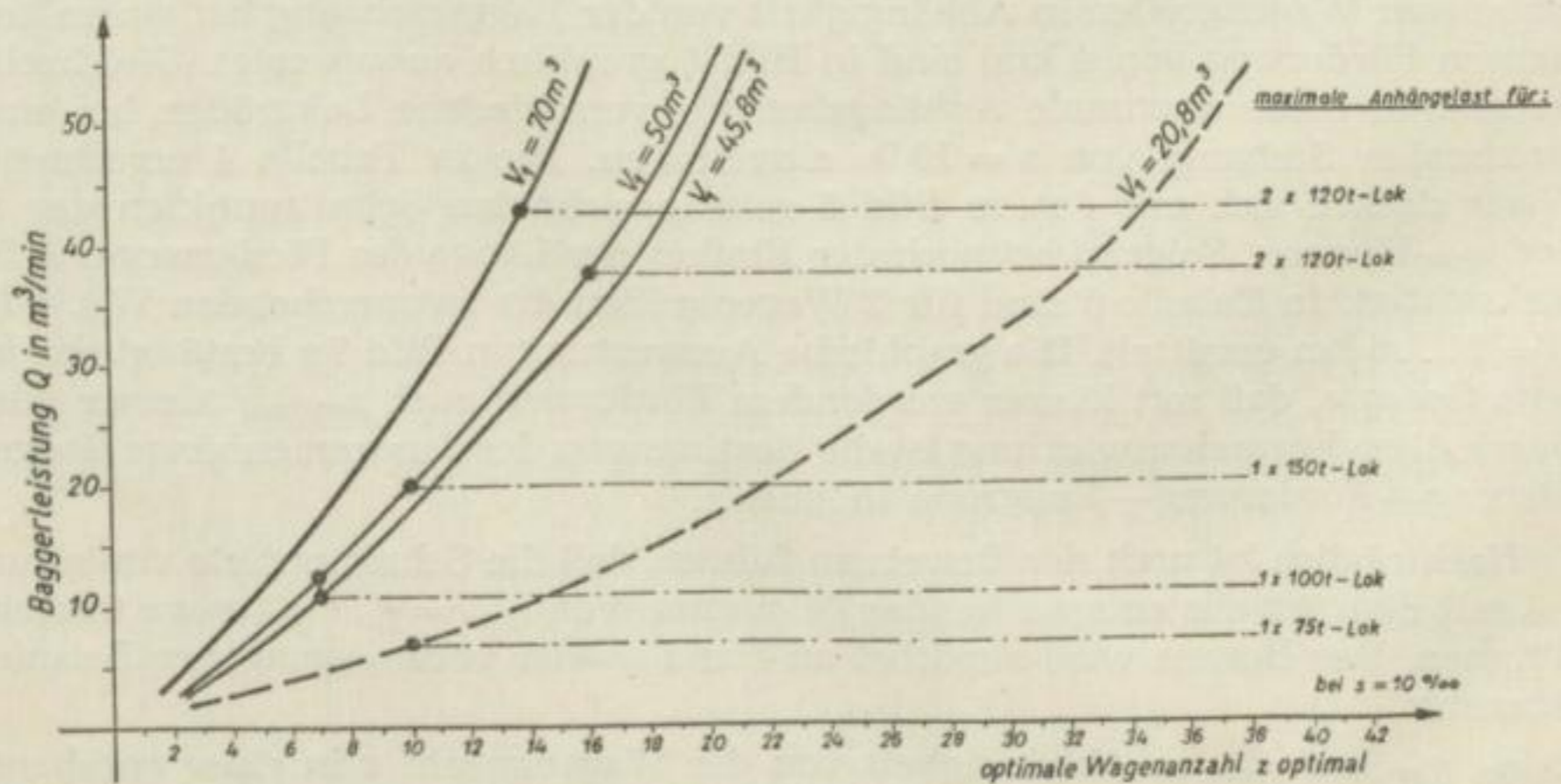
Die in Tabelle 4 nach dieser Formel durchgerechneten Beispiele (Einsatz verschiedener Wagengrößen in Abhängigkeit von der Baggerleistung bei einem konstanten Förderweg von 4 km) sind in Bild 6 graphisch ausgewertet. Gleichzeitig ist in Bild 6 die maximale Anhängelast für verschiedene Lokgrößen bei einer maximalen Steigung von $s = 10 \text{ ‰}$ eingetragen. Die in Tabelle 4 errechneten Werte decken sich mit den in Bild 5 gekennzeichneten Schnittpunkten der η_o - und η_{ow} -Kurven. Folgend sei noch der Einfluß der Länge des Förderweges L berücksichtigt. In Tabelle 5 sind für 2 Wagengrößen die entsprechenden Werte für $L = 2 \dots 6 \text{ km}$ ermittelt. Die graphische Auswertung in Bild 7a bestätigt das bereits Gesagte, daß mit kürzer werdendem Förderweg auch $z_{optimal}$ kleiner wird. Durch diese Formelentwicklung ist die Bestimmung der Zusammenhänge Baggerleistung—Förderweg—Zuggröße möglich.

Nachträglich ist noch der Beweis zu führen, daß die Schnittpunkte von η_o und η_{ow} mit dem jeweils entsprechenden Maximum von $\eta_{ges} = \eta_o \cdot \eta_{ow}$ etwa übereinstimmen. Der Beweis wird zunächst an Hand zweier vorangegangener Beispiele erbracht:

1. η_o , η_{ow} und η_{ges} in Abhängigkeit von der Wagenanzahl z in einer gegebenen Zuggarnitur (bei einem konstanten Förderweg L). Zusammenstellung der entsprechenden Werte aus Tabelle 2, Baggerleistung $600 \text{ m}^3/\text{h}$, Zuggarnitur Nr. 2, $L = 2 \text{ km}$.

Tabelle 4. z_{optimal} in Abhängigkeit von der Wagengröße und der Baggerleistung

Q_{min}	Baggerleistung in m^3/min	V_1 in m^3	$\frac{V_1}{Q_{\text{min}}}$ in min	k_w in min	Förderweg L in km	Spurweite in mm	Fahrzeit T in min	z_{optimal}
	10	20,85	2,08	0,5	4	900	33	13,8
	20	20,85	1,04	0,5	4	900	33	22,4
	30	20,85	0,7	0,5	4	900	33	28,5
	40	20,85	0,52	0,5	4	900	33	33,4
	50	20,85	0,42	0,5	4	900	33	37,0
	10	45,8	4,58	0,5	4	1435	27,5	6,4
	20	45,8	2,29	0,5	4	1435	27,5	10,8
	30	45,8	1,53	0,5	4	1435	27,5	14,5
	40	45,8	1,15	0,5	4	1435	27,5	17,6
	50	45,8	0,92	0,5	4	1435	27,5	20,4
	10	50	5,0	0,5	4	1435	27,5	6,00
	20	50	2,5	0,5	4	1435	27,5	10,1
	30	50	1,67	0,5	4	1435	27,5	13,7
	40	50	1,25	0,5	4	1435	27,5	16,7
	50	50	1,0	0,5	4	1435	27,5	19,3
	10	70	7,5	0,5	4	1435	27,5	4,7
	20	70	3,5	0,5	4	1435	27,5	7,9
	30	70	2,33	0,5	4	1435	27,5	10,6
	40	70	1,75	0,5	4	1435	27,5	13,2
	50	70	1,4	0,5	4	1435	27,5	15,5

Bild 6. Optimale Wagenanzahl z_{optimal} in Abhängigkeit von der Baggerleistung Q und dem Wagenfassungsvermögen V_1 bei einem Gesamtförderweg von 4 km

----- 900-mm-Spur

————— 1435-mm-Spur

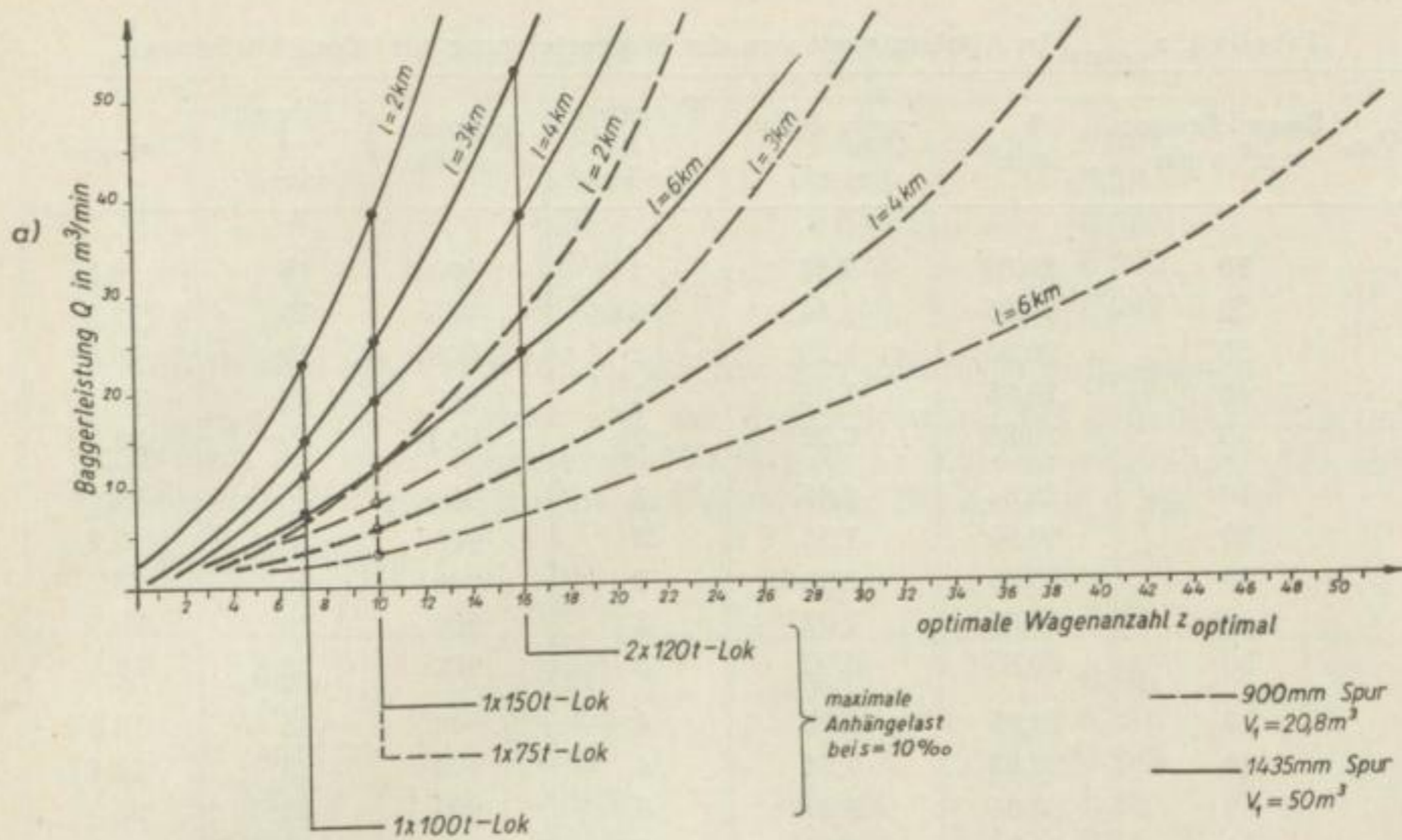


Bild 7a
Optimale Wagenanzahl $z_{optimal}$ in Abhängigkeit von der Baggeleistung Q , dem Wagenfassungsvermögen V_1 und dem Förderweg l in km

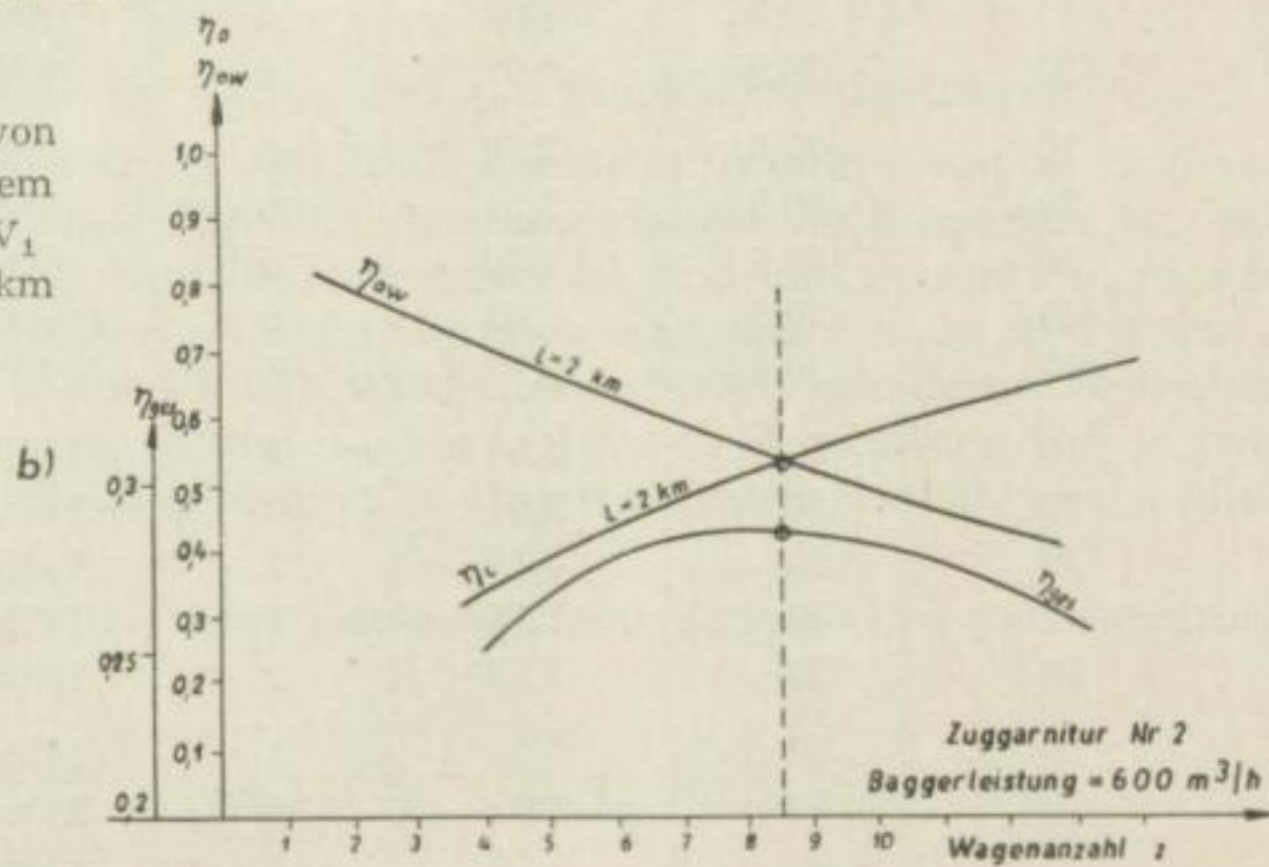


Bild 7b und c
Verlauf von η_0 , η_{ow} und η_{ges}

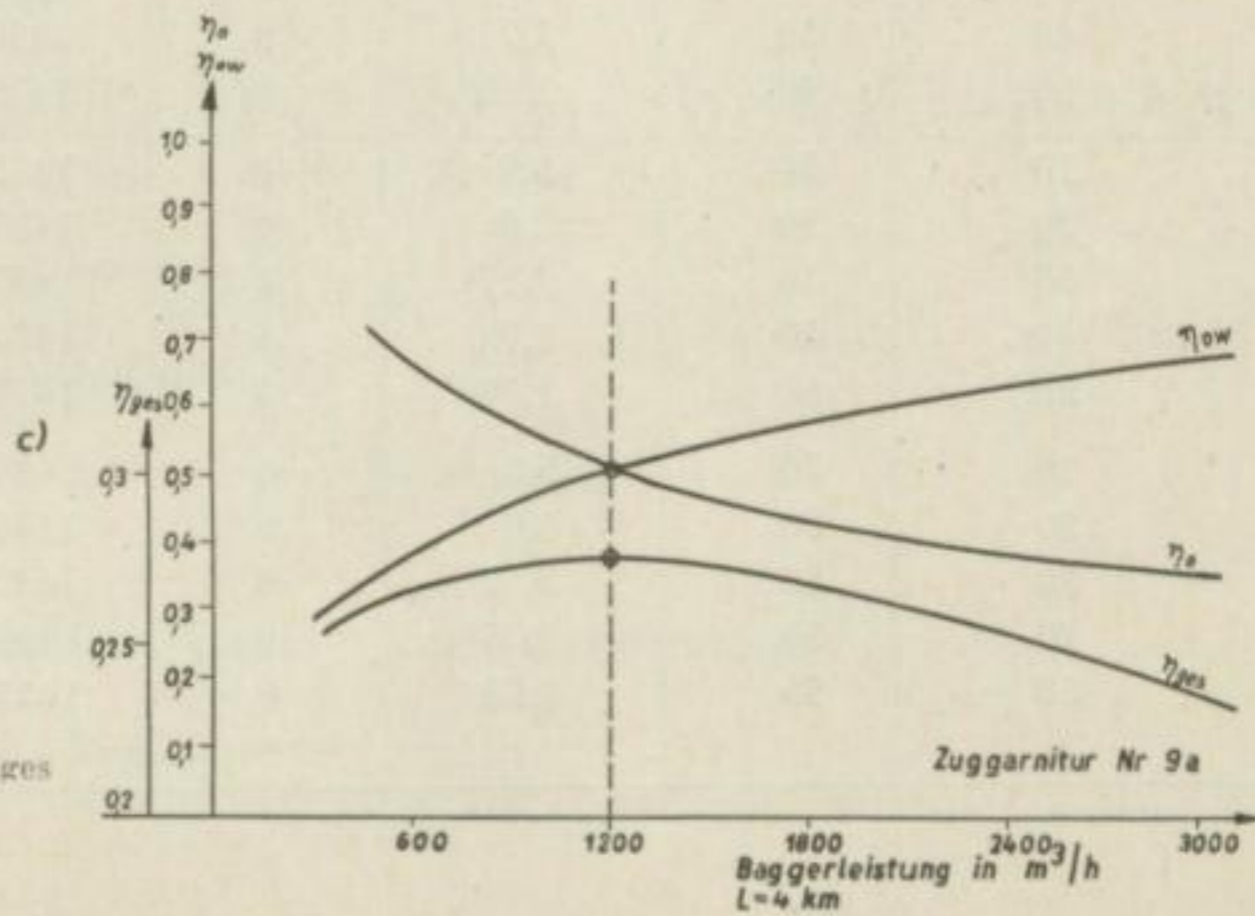


Tabelle 5. z_{optimal} in Abhängigkeit von der Baggerleistung und dem Förderweg

Q_{min}	Baggerleistung in m^3 je min	V_1 in m^3	$\frac{V_1}{Q_{\text{min}}} + Kw$ in min	Förderweg l in km	Spurweite in mm	Fahrzeit t in min	z_{optimal}
10	20,85	20,85	2,58	2	900	19	8,35
20	20,85	20,85	1,54	2	900	19	13,3
30	20,85	20,85	1,20	2	900	19	16,8
40	20,85	20,85	1,02	2	900	19	19,7
50	20,85	20,85	0,92	2	900	19	21,7
10	20,85	20,85	2,85	3	900	26	11,1
20	20,85	20,85	1,54	3	900	26	17,9
30	20,85	20,85	1,20	3	900	26	22,7
40	20,85	20,85	1,02	3	900	26	26,5
50	20,85	20,85	0,92	3	900	26	29,3
10	20,85	20,85	2,58	4	900	33	13,8
20	20,85	20,85	1,54	4	900	33	22,4
30	20,85	20,85	1,20	4	900	33	28,5
40	20,85	20,85	1,02	4	900	33	33,4
50	20,85	20,85	0,92	4	900	33	37,0
10	20,8	20,8	2,58	6	900	47	19,3
20	20,8	20,8	1,54	6	900	47	31,5
30	20,8	20,8	1,20	6	900	47	40,1
40	20,8	20,8	1,02	6	900	47	47,1
50	20,8	20,8	0,92	6	900	47	52,0
10	50	50	5,5	2	1435	16,2	3,94
20	50	50	3,0	2	1435	16,2	6,4
30	50	50	2,17	2	1435	16,2	8,4
40	50	50	1,75	2	1435	16,2	10,25
50	50	50	1,50	2	1435	16,2	11,75
10	50	50	5,5	3	1435	21,8	4,97
20	50	50	3,0	3	1435	21,8	8,25
30	50	50	2,17	3	1435	21,8	11,0
40	50	50	1,75	3	1435	21,8	13,4
50	50	50	1,50	3	1435	21,8	15,5
10	50	50	5,5	4	1435	27,5	6,0
20	50	50	3,0	4	1435	27,5	10,1
30	50	50	2,17	4	1435	27,5	13,7
40	50	50	1,75	4	1435	27,5	16,7
50	50	50	1,50	4	1435	27,5	19,3
10	50	50	5,5	6	1435	38,6	8,03
20	50	50	3,0	6	1435	38,6	13,9
30	50	50	2,17	6	1435	38,6	18,6
40	50	50	1,75	6	1435	38,6	23,0
50	50	50	1,50	6	1435	38,6	26,7

(t)

z	η_o	η_{ow}	η_{ges}
12	0,62	0,431	0,267
10	0,58	0,484	0,28
8	0,52	0,544	0,282
6	0,448	0,622	0,279
4	0,334	0,716	0,246

In Bild 7b sind die Werte für η_o , η_{ow} und η_{ges} graphisch aufgetragen.

2. η_o , η_{ow} , η_{ges} in Abhängigkeit von der Baggerleistung bei gegebener Zuggarnitur (und bei einem gegebenen Förderweg L). Zusammenstellung der entsprechenden Werte aus Tabelle 3, Zuggarnitur Nr. 9a, $L = 4$ km.

Baggerleistung in m^3/h	η_o	η_{ow}	η_{ges}
600	0,668	0,40	0,267
1200	0,552	0,53	0,276
1800	0,44	0,602	0,265
2400	0,389	0,651	0,253
3000	0,352	0,682	0,24

In Bild 7c sind die Werte für η_o , η_{ow} und η_{ges} graphisch aufgetragen.

Aus Bild 7b und 7c ist ersichtlich, daß die Schnittpunkte von η_o und η_{ow} mit einem Maximum von η_{ges} ungefähr zusammenfallen. Zu bemerken ist, daß das Maximum von η_{ges} nur schwach ausgeprägt ist und daß η_o und η_{ow} in Abhängigkeit von z streng genommen nicht Geraden sind, wie dies in Bild 3 und 4 dargestellt ist, sondern wie aus Bild 7b ersichtlich, schwach gekrümmt verlaufen. Für die Praxis genügt es aber, η_o und η_{ow} als $f(z)$ durch Berechnung von je zwei Punkten festzulegen, da die Krümmung in einem engeren Bereich von z ohne großen Einfluß ist.

Um das Maximum von η_{ges} noch eindeutig festzulegen, wird der Ausdruck für η_{ges} differenziert:

$$\eta_{ges} = \frac{z \cdot (t_w + k_w) \cdot (T + t_w + k_w)}{(T + z \cdot t_w + z \cdot k_w)^2}$$

$$\frac{d\eta_{ges}}{dz} =$$

$$\frac{(t_w + k_w)(T + t_w + k_w)(T + z(t_w + k_w))^2 - z(t_w + k_w)(T + t_w + k_w) \cdot 2 \cdot (T + z(t_w + k_w)) \cdot (t_w + k_w)}{(T + z \cdot t_w + z \cdot k_w)^4}$$

$$\text{Setzt man } \frac{d\eta_{ges}}{dz} = 0, \text{ so ist } z = \frac{T}{t_w + k_w}$$

Das Maximum für η_{ges} liegt also bei

$$z = \frac{T}{t_w + k_w} = z_{\eta_{ges} \max}$$

(es ist auch $f''(z) < 0$).

Aus den Schnittpunkten von η_o und η_{ow} wurde bestimmt

$$z_{\text{optimal}} = \frac{T + t_w + k_w}{t_w + k_w}$$

d. h. also, daß rein mathematisch der Schnittpunkt von η_o und η_{ow} mit dem Maximum von η_{ges} nicht genau übereinstimmt. $z_{\eta_{ges\ max}}$ ist etwas kleiner als $z_{optimal}$. Die Differenz ist minimal, da $t_w + k_w$ im Verhältnis zu T in jedem Fall sehr klein ist und den Zähler nur unwesentlich beeinflußt.

Zusammenfassend ist also festzustellen, daß der Wert für $z_{\eta_{ges\ max}}$ mit dem Wert für $z_{optimal}$ ungefähr zusammenfällt, $z_{\eta_{ges\ max}}$ ist um einen unwesentlichen Betrag kleiner als $z_{optimal}$ (die Werte fallen deshalb nicht genau zusammen, weil η_o und η_{ow} als $f(z)$ rein mathematisch keine linearen Funktionen sind, sondern ganz schwach gekrümmt verlaufen).

Obwohl der Wert für $z_{\eta_{ges\ max}}$ eindeutig definiert ist, sei für die Anwendung in der Praxis die Berechnung von $z_{optimal}$ aus den Schnittpunkten von η_o und η_{ow} beibehalten. Das Maximum von η_{ges} ist nur sehr schwach ausgeprägt und erschwert bei graphischen Auswertungen die eindeutige Bestimmung des Scheitelpunktes. Dagegen liegt in der graphischen Auftragung der Schnittpunkt von η_o und η_{ow} eindeutig fest, außerdem können über kleinere Bereiche von z η_o und η_{ow} annähernd als Gerade betrachtet werden. Der Kurvenverlauf läßt sich also durch Bestimmung von 2—3 Punkten hinreichend genau festlegen. Infolge der geringen Abweichungen zwischen den Werten $z_{\eta_{ges\ max}}$ und $z_{optimal}$ bestehen keine untragbaren Diskrepanzen.

Für die Beurteilung des Förderbetriebes kann zusammenfassend gesagt werden:

Es sind Beziehungen gefunden worden, die ein eindeutiges Bild über die Zusammenhänge des Förderbetriebes in Verbindung mit der Gewinnung und Verkipfung erkennen lassen. Auf Grund mathematischer Beziehungen lassen sich in Verbindung mit Optimalwerten Ausnutzungskoeffizienten bilden, die ein klares Bild über den Einsatz des rollenden Materials vermitteln.

Es ergibt sich:

1. Bei gleicher Baggerleistung und Wagengröße ist die optimale Wagenanzahl derart vom Förderweg abhängig, daß bei kurzen Förderwegen kleinere, bei längeren Förderwegen größere Zuggarnituren rentabel arbeiten.
2. Bei konstantem Förderweg arbeiten bei kleineren Baggerleistungen kleinere Wagenrentablen, mit steigender Baggerleistung größere Wagen.
3. Bei gegebener Wagengröße steigt die optimale Wagenanzahl einer Zugeinheit mit wachsender Baggerleistung.

Wenn diese Zusammenhänge einem Betriebspraktiker auch schon gefühlsmäßig z. T. bekannt sind, so sind doch hier die Zusammenhänge rechnerisch erfaßt und eindeutig geklärt. Mit Hilfe der erarbeiteten Unterlagen ist es möglich, Gewinnungsgeräte und Fördermittel harmonisch aufeinander abzustimmen und unter technisch und wirtschaftlich günstigen Bedingungen, wie später noch nachgewiesen wird, einzusetzen.

Von weiterer Bedeutung in diesem Zusammenhange sind noch die Fragen der Grenzstrossenlängen (Bagger- und Kippenstrossen), die in den folgenden Kapiteln „Gewinnung“ und „Verkipfung“ noch untersucht werden.

Gewinnung

Als Hauptgewinnungsgeräte stehen in den Abraumbetrieben Eimerketten- und Schaufelradbagger im Einsatz. Folgende Übersicht soll in Ergänzung zu Vorstehendem einen Überblick über die Einsatzmöglichkeiten der verschiedenen Gerätetypen geben:

Art der Bagger	Art der Baggerung	Art des Betriebes
starre Eimerkettenbagger, meist Gleisbagger	Hoch- oder Tiefschnitt	Frontalbetrieb
Eimerkettenschwenkbagger, Gleisbagger	Hoch- und Tiefschnitt	Frontalbetrieb
Eimerkettenschwenkbagger, Raupenbagger	Hoch- und Tiefschnitt	Frontalbetrieb, Blockbetrieb
Schaufelradbagger, Gleisbagger	Hoch-, sehr beschränkt auch Tiefschnitt	Frontalbetrieb, begrenzt auch im Frontalblockbetrieb
Schaufelradbagger, Raupenbagger	Hoch-, sehr beschränkt auch Tiefschnitt	Frontalbetrieb, Blockbetrieb, Frontalblockbetrieb

Bild 8a und 8b veranschaulicht die verschiedensten Arten des Betriebes. Über den wirtschaftlichen Einsatz von Gewinnungsgeräten, z. B. Vergleiche zwischen Gleis- und Raupenbaggern, Eimerketten- und Schaufelradbaggern, wirtschaftlichste Art des Betriebes usw., liegen bereits zahlreiche Veröffentlichungen vor, auf die an dieser Stelle verwiesen wird.

Die Entwicklung im Baggerbau ist gekennzeichnet durch die Schaffung von Großgeräten mit sehr hohen Einheitsleistungen. Daher sollen in den Betrachtungen Geräte mit einer Leistung von 600—3000 m³/h Berücksichtigung finden. Auf die Einbeziehung höherer Baggerleistungen (bis 8000 m³/h) sei verzichtet, da hierüber noch keine praktischen Betriebsergebnisse vorliegen.

Die Frage, ob ein Eimerkettenbagger zweckmäßiger als Hoch- oder Tiefbagger einzusetzen ist, bedarf noch einer Klärung. Nach KEGEL [8, S. 121] spricht für den Eimerkettentiefbagger, daß größere Schnitttiefen von einem Planum aus bearbeitet werden können, wogegen bei Hochbaggern eine Abtragshöhe von 15 m kaum zu überschreiten ist. Bei Tiefbaggern, besonders mit ungünstiger Lastverteilung, können Böschungsrutschungen auftreten, während das Gewicht des Hochbaggers keine Belastung der zu bearbeitenden Böschung verursacht. Wesentlich bedeutungsvoller ist aber die Tatsache, daß heute oft noch die Meinung vertreten wird, daß

1. leistungsmäßig der Tiefbagger dem Hochbagger bei gleicher Gerätegröße überlegen ist und
2. bei Gewinnung durch Tiefbagger an Förder-

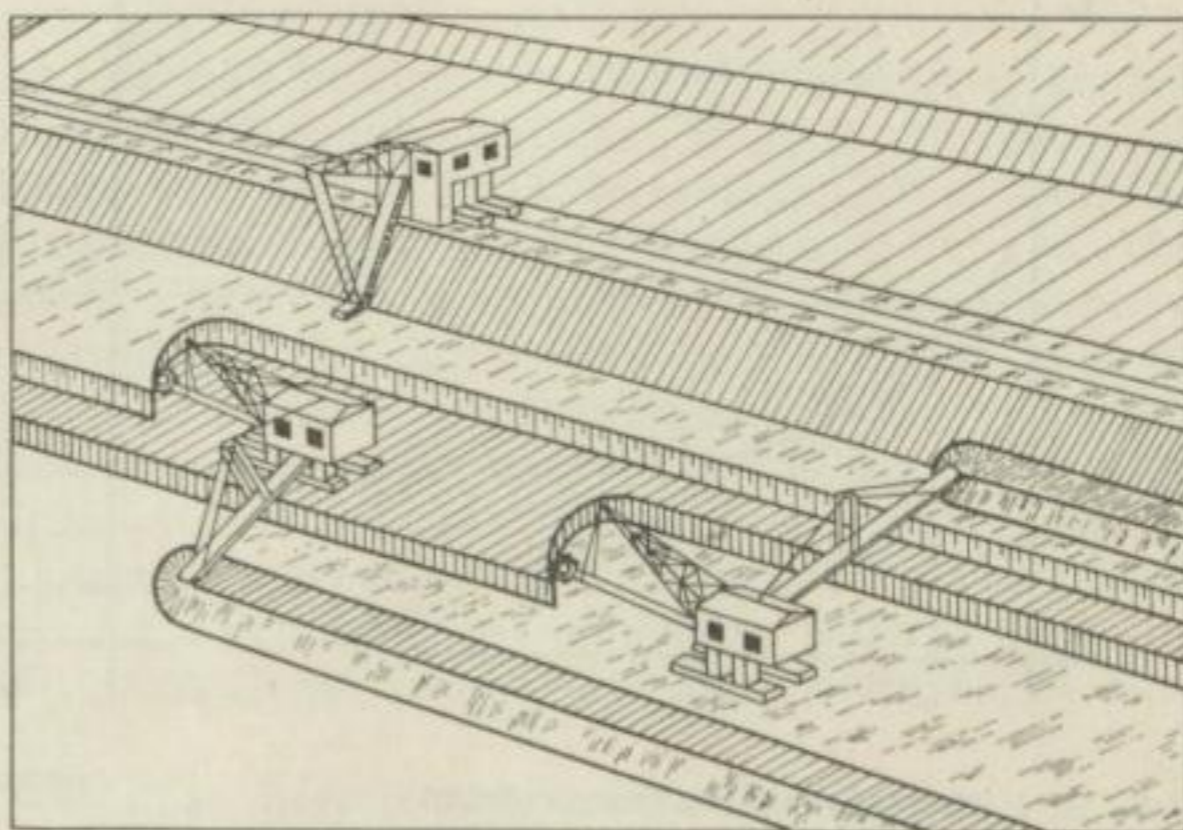


Bild 8a. Frontal- und Blockbetrieb

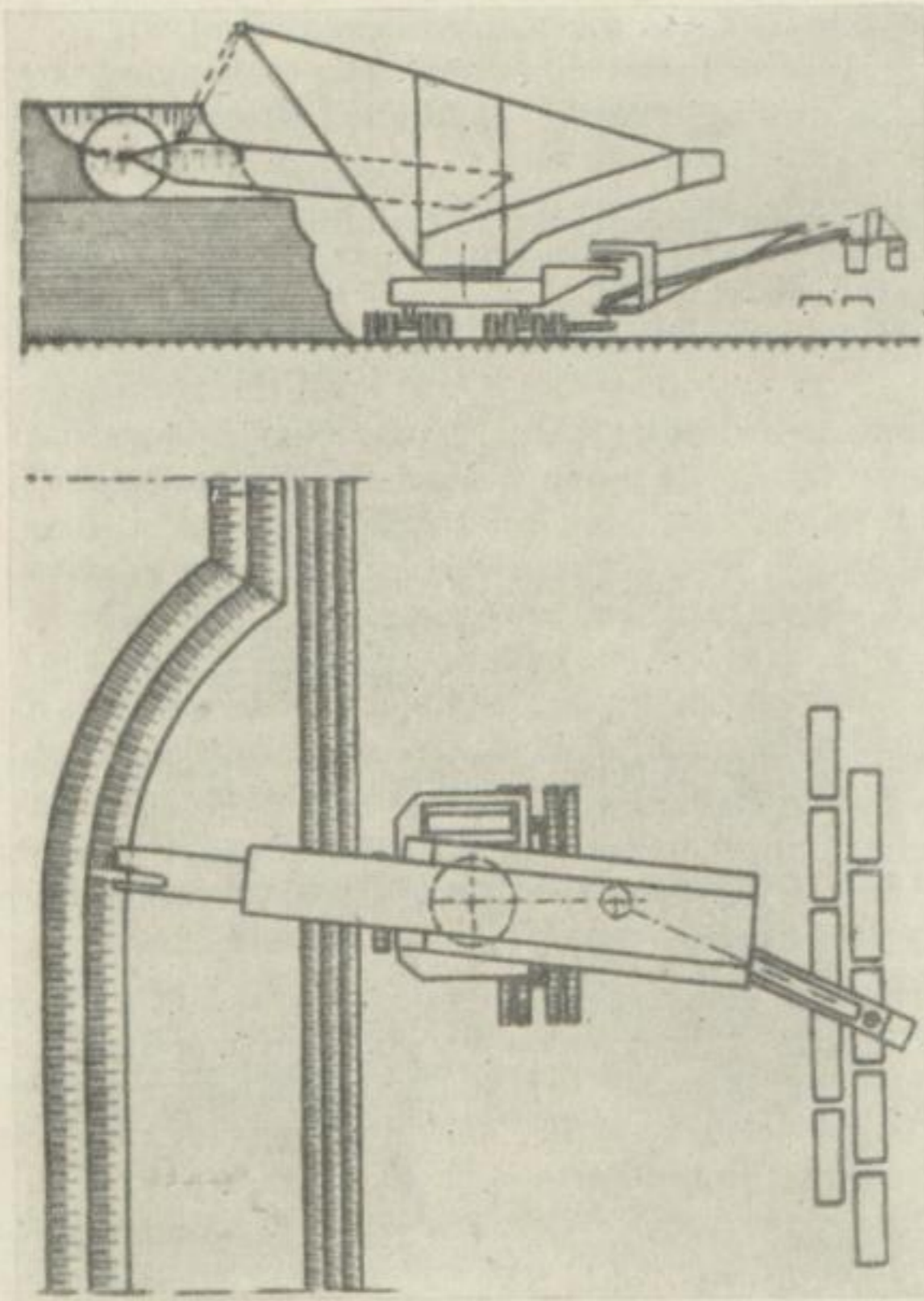


Bild 8b. Strossen- bzw. Frontalblockverfahren

höhe für den Zugbetrieb gewonnen wird.

Zu diesen beiden, zu Ungunsten des Hochbaggers sprechenden Tatsachen ist folgendes zu sagen:

Zu 1. Zur Klärung dieser Frage wurden durch Verf. eine größere Anzahl der in Niederlausitzer Abraumbetrieben eingesetzten Bagger untersucht. Die Auswertung der Untersuchungen erbrachte das Ergebnis, daß der Eimerfüllungsgrad η_f unter Voraussetzung normaler Böschungswinkel und damit die Geräteleistung derart von der Bodenart abhängig ist, daß bei leichteren Böden (etwa bis zu einem Auflockerungsfaktor von 1,25—1,30) η_f bei Hochbaggern günstiger ist als bei Tiefbaggern (vergl. Bild 9 links). Hinzu kommt, daß bei Hochbaggerung der spezifische Kraftbedarf geringer ist (keine große Hubarbeit) und demzu-

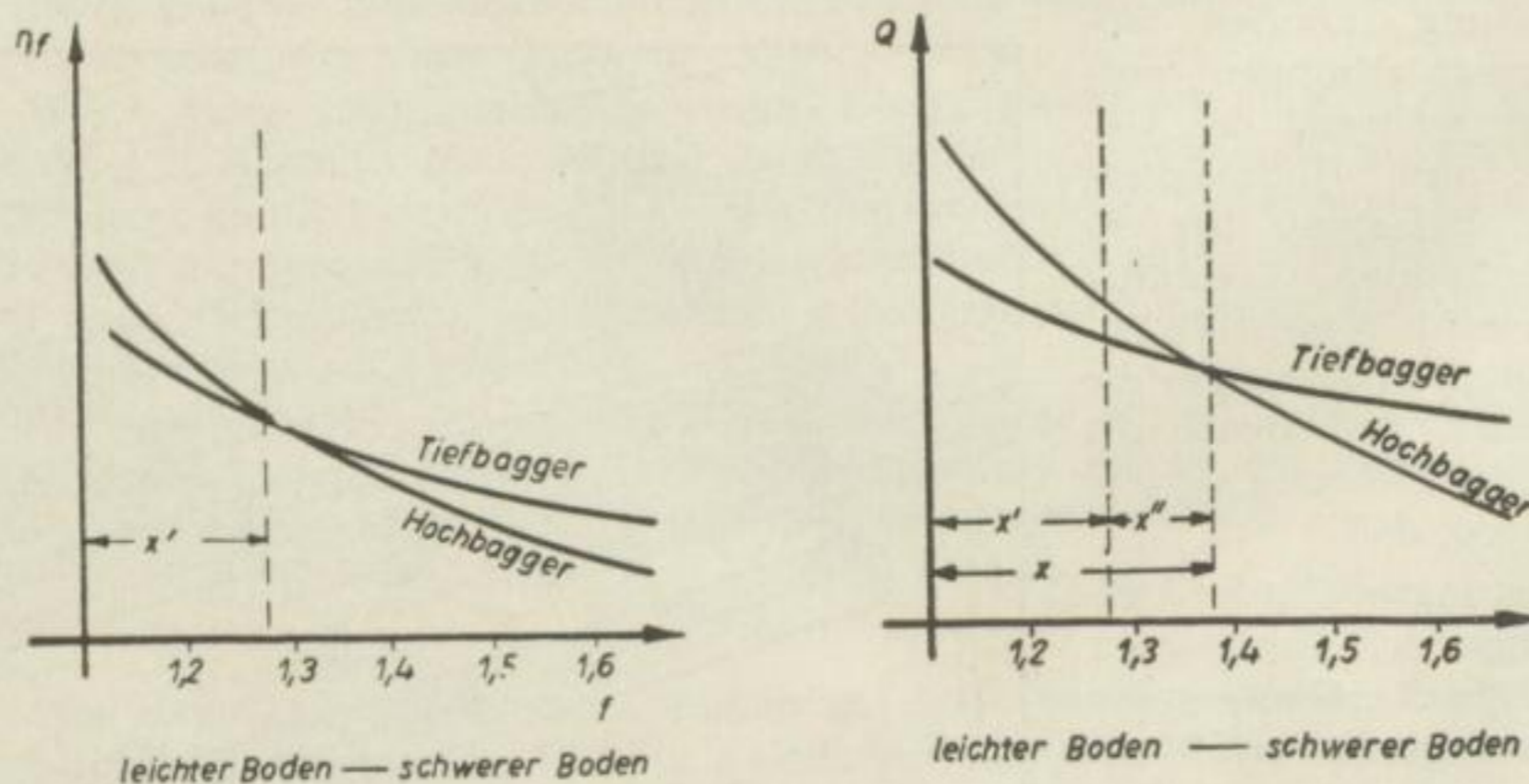


Bild 9. η_f und Q in Abhängigkeit von der Bodenart bei Eimerkettenbaggern (Einsatz als Hoch- oder Tiefbagger)

folge Geräte gleicher Größe im Holzschnitt mit höherer Schüttungszahl (z. T. Übergang von 6- auf 4fache Schakung) arbeiten können als im Tiefschnitt. Dadurch verschiebt sich die Überlegenheit des Hochbaggers gegenüber dem Tiefbagger weiter zu dessen Gunsten (etwa bis zu einem Auflockerungsfaktor von 1,35—1,4), vergl. dazu Bild 9 rechts. Bei schwereren Böden ist dann der Tiefbagger dem Hochbagger leistungsmäßig überlegen. Weitere Ausführungen würden in diesem Rahmen zu weit führen, doch sei betont, daß diese Ergebnisse Anspruch auf allgemeine Gültigkeit haben, da die entsprechenden Betriebsuntersuchungen auf breiter Basis fußen.

Zu 2. Bei Anlage von Hand- und Pflugkippen, überhaupt Kippen mit geringen Kipptiefen, war es früher bedeutungsvoll, für den Förderbetrieb an Förderhöhe einzusparen, was der Einsatz von Tiefbaggern zweifellos begünstigte. Infolge der Entwicklung der Absetzertechnik und Vergrößerung der Kipptiefe ist es aber heute vielfach möglich, die Planums der Bagger- und Kippenstrossen so aufeinander abzustimmen, daß im Fahrbetrieb keine zu großen Höhenunterschiede mehr zu überwinden sind.

In bezug auf die harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln zwischen Gewinnung und Förderung sollen in den folgenden Ausführungen besonders die Grenzstrossenlängen bei verschiedenen Baggerleistungen und Zuggrößen Beachtung finden. Wenn in den Fahrspielberechnungen nur $\frac{2}{3}$ der Strossenlänge als durchschnittlicher Fahrweg eingesetzt wird, so muß die Zuggröße doch so ausgelegt sein, daß der Bagger auch auf dem äußersten Strossendrittel durch Zugpausen keine Leistungseinbußen erfährt.

In der Literatur wird immer noch auf die Bedeutung der Zusammenhänge Gewinnung—Beladung hingewiesen.

WIRZ [11] untersuchte in Verbindung mit den Fragen der Normung von Eimerkettenteilen für Bagger die Abhängigkeiten zwischen den erforderlichen Bagger- und Zugfahrgeschwindigkeiten und der Eimerleistung für Bagger, wobei eine maximale Schnitthöhe (-tiefe) entsprechend der aus der konstruktiven Eimerausbildung sich ergebenden seitlichen, nutzbaren Messerhöhe zugrunde gelegt ist. Relative Zugbewegungen sind unbedingt dann nötig, wenn die zulässigen Böschungslängen unterschritten, bzw. wenn die für Bagger gebräuchlichen Normfahrgeschwindigkeiten nicht überschritten werden sollen.

KIENAST [12] wies darauf hin, daß infolge des Ungleichförmigkeitsgrades der Wagenaufnahmekurve bei starrer Kupplung zwischen Bagger und Beladung eine optimale Wagenfüllung kaum möglich ist. Er forderte daher für große Einheitsleistungen die Trennung zwischen Baggerung und Beladung, um die Abhängigkeit der Baggerfahrgeschwindigkeit vom spezifischen Wagenaufnahmevermögen aufzuheben. Zu diesem Zweck hat die Bandverladung, z. T. in Verbindung mit dem Zugverholssystem, mehr und mehr in den Betrieben Eingang gefunden. Da die Erhöhung des spezifischen Zugaufnahmevermögens mit zunehmender Wagengröße relativ gering ist, dürfte bei Neubauten nur noch Bandverladung, unter Umständen in Verbindung mit dem Zugverholssystem, Anwendung finden. Deshalb sei im Zusammenhang mit den Fragen der harmonischen Abstimmung von Betriebsmitteln auf die Abhängigkeit Baggerung—Verladung nicht näher eingegangen.

GÄRTNER und GRAEBING haben bereits eingehende Untersuchungen zur Ermittlung der Grenzstrossenlängen angestellt. Die aus der Literatur bekannten Ergebnisse [6, 10] seien einer kurzen Kritik unterzogen.

Als Abkürzungen gelten:

- v_m = mittlere Fahrgeschwindigkeit des Voll- und Leerzuges in km/h
 z = Wagenanzahl je Zug
 W = Wageninhalt in m^3 gewachsenem Boden
 η = Wirkungsgrad des Bagger-Zugbetriebes (0,85)
 t = Zeit für Fahrtstraßen- und Weichenwechsel (30 sec)
 L = praktische Tagesleistung des Betriebes in m^3
 l_{max} = Grenzstrossenlänge in m

Für zweigleisige Baggerstrossen gilt:

$$l_{max} = v_m \left\{ \frac{500 \cdot z \cdot W \cdot 24 \cdot \eta}{L} - \frac{t}{7,2} \right\}$$

Entsprechend gilt für eingleisige Kippenstrossen:

$$l_{max} = v_m \left\{ \frac{24\,000 \cdot z \cdot W \cdot \eta}{L} - 16,67 \cdot k \cdot \frac{t}{3,6} \right\}$$

(in dieser Formel ist k = Kippzeit in min).

Schließlich ist l_{max} in Abhängigkeit von der Baggerleistung bzw. Absetzerleistung für verschiedene Zuggrößen graphisch aufgetragen. Kompliziert erscheint der Aufbau der Formeln durch die verschiedenen Umrechnungsfaktoren. Grundsätzlich nicht richtig erscheint, daß der Wirkungsgrad des Bagger-Zugbetriebes mit in die Formeln einbezogen ist. Bei der Berechnung der Grenzstrossenlängen kann nach Ansicht des Verf. ein störungsfreier Betrieb vorausgesetzt werden.

Ausgehend von der einfachen Tatsache, daß z. B. bei zweigleisiger Baggerstrosse die Beladezeit eines Zuges gleich der Zeit für die Voll- und Leerfahrt eines Zuges sein muß, erscheint nachfolgender Weg einfacher.

Zur Berechnung der Grenzstrossenlängen in Abhängigkeit von der Baggerleistung und dem Zuginhalt gelten bei zweigleisigen Baggerstrossen folgende Beziehungen.

Es bedeuten:

- l_{max} = Grenzstrossenlänge in km
 1 = Berücksichtigungsfaktor für den Zugwechsel unter dem Bagger (etwa 1 min) und an den Strossenweichen
 t_{voll} = Fahrzeit des Vollzuges auf der Baggerstrosse in min bei entsprechender Fahrgeschwindigkeit v_{voll} in km/h
 t_{leer} = Fahrzeit des Leerzuges auf der Baggerstrosse in min bei entsprechender Fahrgeschwindigkeit v_{leer} in km/h
 t_f = Baggerzeit für einen Zug in min

Bedingung für l_{max} : $\frac{t_f - 1}{t_{voll} + t_{leer}} = 1$

$$\frac{t_f - 1}{\frac{60}{v_{voll}} \cdot l_{max} + \frac{60}{v_{leer}} \cdot l_{max}} = \frac{t_f - 1}{l_{max} \cdot \left(\frac{60}{v_{voll}} + \frac{60}{v_{leer}} \right)} = 1$$

$$l_{max} = \frac{t_f - 1}{\frac{60}{v_{voll}} + \frac{60}{v_{leer}}}$$

Tabelle 6.
Grenzstrossen-
längen bei ver-
schiedenen Bag-
gerleistungen,
2gleisiger
Ausführung der
Baggerstrossen
und Einsatz ver-
schiedener Zug-
einheiten

Bagger Nr.	Baggerleistung		Zuggar- niture Nr.	Spur- weite in mm	Fassungs- vermögen eines Zuges in m ³	Grenz- strossenlänge (abger. Werte) l_{\max} in km
	m ³ /h	m ³ /min				
I	600	10	1 a	900	187	2,5
			2 a	"	208	2,8
			3 a	"	210	2,8
			1 b	"	147	1,9
			2 b	"	166	2,2
			3 b	"	150	2,0
			1 c	"	120	1,5
			2 c	"	125	1,6
			3 c	"	120	1,5
			4 a	"	300	5,1
			5 a	"	320	5,5
			6 a	1435	350	6,0
			4 b	"	240	4,1
			5 b	"	229	3,9
			6 b	"	250	4,3
			4 c	"	180	3,0
			5 c	"	183	3,1
			6 c	"	200	3,4
			7 a	"	480	8,4
			8 a	"	459	8,0
			9 a	"	500	8,7
7 b	"	360	6,2			
8 b	"	367	6,4			
9 b	"	350	6,0			
7 c	"	300	5,1			
8 c	"	275	4,7			
9 c	"	300	5,1			
II	1200	20	1 a	900	187	1,2
			2 a	"	208	1,3
			3 a	"	210	1,3
			1 b	"	147	0,9
			2 b	"	166	1,0
			3 b	"	150	0,9
			1 c	"	120	0,7
			2 c	"	125	0,7
			3 c	"	120	0,7
			4 a	1435	300	2,5
			5 a	"	320	2,7
			6 a	"	350	2,9
			4 b	"	240	1,9
			5 b	"	229	1,8
			6 b	"	250	2,0
			4 c	"	180	1,4
			5 c	"	183	1,4
			6 c	"	200	1,6
			7 a	"	480	4,1
			8 a	"	459	3,9
			9 a	"	500	4,4
7 b	"	360	3,0			
8 b	"	367	3,1			
9 b	"	350	2,9			
7 c	"	300	2,5			
8 c	"	275	2,3			
9 c	"	300	2,5			

Fortsetzung auf Seite 32

Bagger Nr.	Baggerleistung		Zuggar- niture Nr.	Spur- weite in mm	Fassungs- vermögen eines Zuges in m ³	Grenz- strossenlänge (abger. Werte) l_{\max} in km
	m ³ /h	m ³ /min				
III	1800	30	4 a	1435	300	1,6
			5 a	"	320	1,7
			6 a	"	350	1,9
			4 b	"	240	1,2
			5 b	"	229	1,2
			6 b	"	250	1,3
			4 c	"	180	0,9
			5 c	"	183	0,9
			6 c	"	200	1,0
			7 a	"	480	2,7
			8 a	"	459	2,5
			9 a	"	500	2,8
			7 b	"	360	1,9
			8 b	"	367	2,0
			9 b	"	350	1,9
			7 c	"	300	1,6
8 c	"	275	1,4			
9 c	"	300	1,6			
IV	2400	40	7 a	1435	480	1,9
			8 a	"	459	1,8
			9 a	"	500	2,0
			7 b	"	360	1,4
			8 b	"	367	1,4
			9 b	"	350	1,4
			7 c	"	300	1,1
			8 c	"	275	1,0
			9 c	"	300	1,1

Fortsetzung der
Tabelle 6 von Seite 31

Bagger Nr.	Baggerleistung		l_{\max} in km	Mindestzuginhalt in m ³	
	m ³ /h	m ³ /min		900 mm Spur	1435 mm Spur
I	600	10	1,5	115	94
II	1200	20	1,5	230	188
III	1800	30	1,5	345	282
IV	2400	40	1,5	460	376
I	600	10	2,0	150	122
II	1200	20	2,0	300	244
III	1800	30	2,0	450	366
IV	2400	40	2,0	600	488
I	600	10	2,5	185	150
II	1200	20	2,5	370	300
III	1800	30	2,5	555	450
VI	2400	40	2,5	740	600
I	600	10	3,0	220	178
II	1200	20	3,0	440	356
III	1800	30	3,0	660	534
IV	2400	40	3,0	880	712

Tabelle 7
Mindestzuginh-
halte für ver-
schiedene Bag-
gerleistungen
und Strossen-
längen bei 2glei-
siger Ausführung
der
Baggerstrossen

Tabelle 8
Grenzstrossenlängen bei verschiedenen Baggerleistungen, 3gleisiger Ausführung der Baggerstrossen und Einsatz verschiedener Zug-einheiten

Bagger Nr.	Baggerleistung		Zuggarnitur Nr.	Spurweite in mm	Fassungsvermögen eines Zuges in m ³	Grenzstrossenlänge (abger. Werte) l_{max} in km
	m ³ /h	m ³ /min				
III	1800	30	4 a	1435	300	3,4
			5 a	"	320	3,6
			6 a	"	350	4,0
			4 b	"	240	2,7
			5 b	"	229	2,5
			6 b	"	250	2,8
			4 c	"	180	1,9
			5 c	"	183	2,0
			6 c	"	200	2,4
			7 a	"	480	5,5
			8 a	"	459	5,3
			9 a	"	500	5,8
			7 b	"	360	4,1
			8 b	"	367	4,2
			9 b	"	350	4,0
			7 c	"	300	3,4
			8 c	"	275	3,1
			9 c	"	300	3,4
IV	2400	40	4 a	1435	300	2,5
			5 a	"	320	2,7
			6 a	"	350	2,9
			4 b	"	240	1,9
			5 b	"	229	1,8
			6 b	"	250	2,0
			4 c	"	180	1,4
			5 c	"	183	1,4
			6 c	"	200	1,6
			7 a	"	480	4,1
			8 a	"	459	3,9
			9 a	"	500	4,4
			7 b	"	360	3,0
			8 b	"	367	3,1
			9 b	"	350	2,9
			7 c	"	300	2,5
			8 c	"	275	2,3
			9 c	"	300	2,5
V	3000	50	4 a	1435	300	1,9
			5 a	"	320	2,1
			6 a	"	350	2,3
			4 b	"	240	1,5
			5 b	"	229	1,4
			6 b	"	250	1,6
			4 c	"	180	1,1
			5 c	"	183	1,1
			6 c	"	200	1,2
			7 a	"	480	3,2
			8 a	"	459	3,1
			9 a	"	500	3,4
			7 b	"	360	2,4
			8 b	"	367	2,4

Bagger Nr.	Baggerleistung		l_{\max} in km	Mindestzuginhalt in m^3 1435-mm-Spur
	m^3/h	m^3/min		
III	1800	30	1,5	141
IV	2400	40	1,5	188
V	3000	50	1,5	235
III	1800	30	2,0	183
IV	2400	40	2,0	244
V	3000	50	2,0	305
III	1800	30	2,5	225
IV	2400	40	2,5	300
V	3000	50	2,5	375
III	1800	30	3,0	267
IV	2400	40	3,0	356
V	3000	50	3,0	445

Tabelle 9
Mindestzuginhalt
für ver-
schiedene Bag-
gerleistungen
und Strossenlän-
gen bei 3gleisi-
ger Ausführung
der
Baggerstrossen

In den Tabellen 6 und 8 sind für l_{\max} die entsprechenden Werte in Abhängigkeit von verschiedenen Baggerleistungen und Zuggarnituren zusammengestellt. Der Mindestzuginhalt bei gegebener Baggerleistung und Strossenlänge läßt sich wie folgt bestimmen:

Es ist

$$t_f = \frac{V_{\text{zug}}}{Q_{\text{min}}}, \text{ wenn } V_{\text{zug}} = \text{Zuginhalt in } m^3, \text{ und} \\ Q_{\text{min}} = \text{Baggerleistung in } m^3/min$$

Dann ist der minimal erforderliche Zuginhalt

$$V_{\text{zug min}} = \left\{ l_{\max} \cdot \left(\frac{60}{v_{\text{voll}}} + \frac{60}{v_{\text{leer}}} \right) + 1 \right\} \cdot Q_{\text{min}} \text{ in } m^3$$

Für dreigleisige Baggerstrossen gilt sinngemäß:

$$l_{\max} = \frac{2 \cdot t_f - 1}{\frac{60}{v_{\text{voll}}} + \frac{60}{v_{\text{leer}}}}$$

$$V_{\text{zug min}} = \frac{\left\{ l_{\max} \cdot \left(\frac{60}{v_{\text{voll}}} + \frac{60}{v_{\text{leer}}} \right) + 1 \right\} \cdot Q_{\text{min}}}{2}$$

Tabellen 7 und 9 sowie Bilder 10 und 11 zeigen die zahlenmäßige und graphische Auswertung.

Bei Überschreiten der Grenzstrossenlänge sind Maßnahmen zu treffen, um auch dann noch einen wirtschaftlichen Baggerbetrieb zu ermöglichen. Aus den vorstehenden Beziehungen ist zu ersehen, daß die Grenzstrossenlänge vom Zuginhalt, von der Fahrgeschwindigkeit der Züge auf den Strossengleisen und von der Baggerleistung abhängig ist.

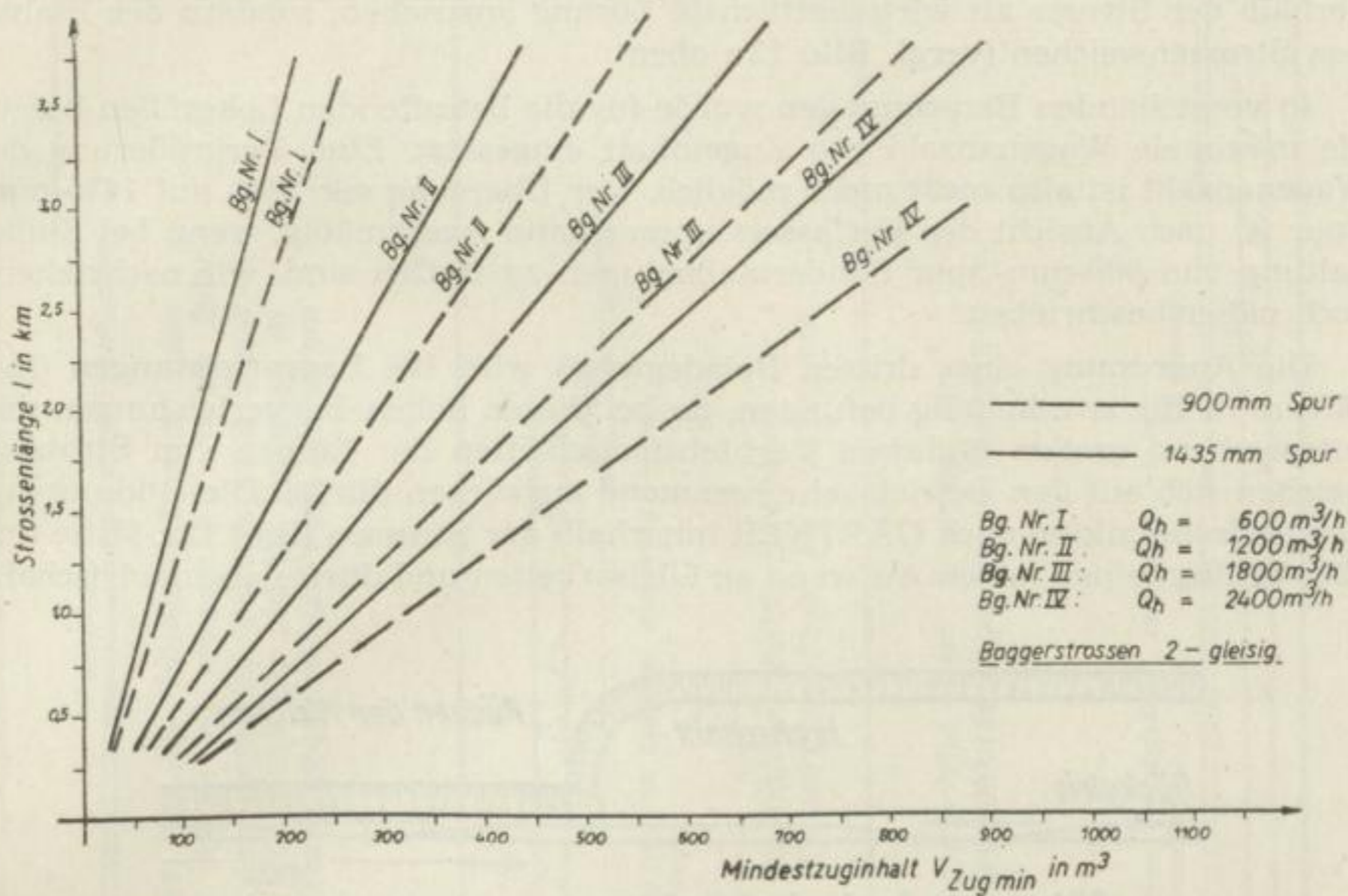


Bild 10. Mindestzuginhalt in Abhängigkeit von der Baggerstrossenlänge und der Baggerleistung

Welche Maßnahmen kommen in Betracht unter der Voraussetzung, daß die zweigleisige Strossenausführung als Normalfall angesehen wird?

1. Erhöhung der Fahrgeschwindigkeiten der Züge auf den Baggerstrossen, wie dies z. B. bei Übergang von 900- auf 1435-mm-Spur auf Grund der besseren Gleislage teilweise der Fall ist.
2. Anordnung eines dritten Beladegleises
3. Einbau von Strossenweichen
4. Anlage von Sonderdrehpunkten.

GÄRTNER [6] schreibt darüber: „Bei Strossen, die das Maß der Grenzstrossenlänge überschreiten, ist weder die Vermehrung der Wagenanzahl pro Zug in Abhängigkeit von der Strossenlänge noch die Vergrößerung der Spurweite oder die Anordnung eines dritten Beladegleises, auch nicht die Bildung von Sonderdrehpunkten in-

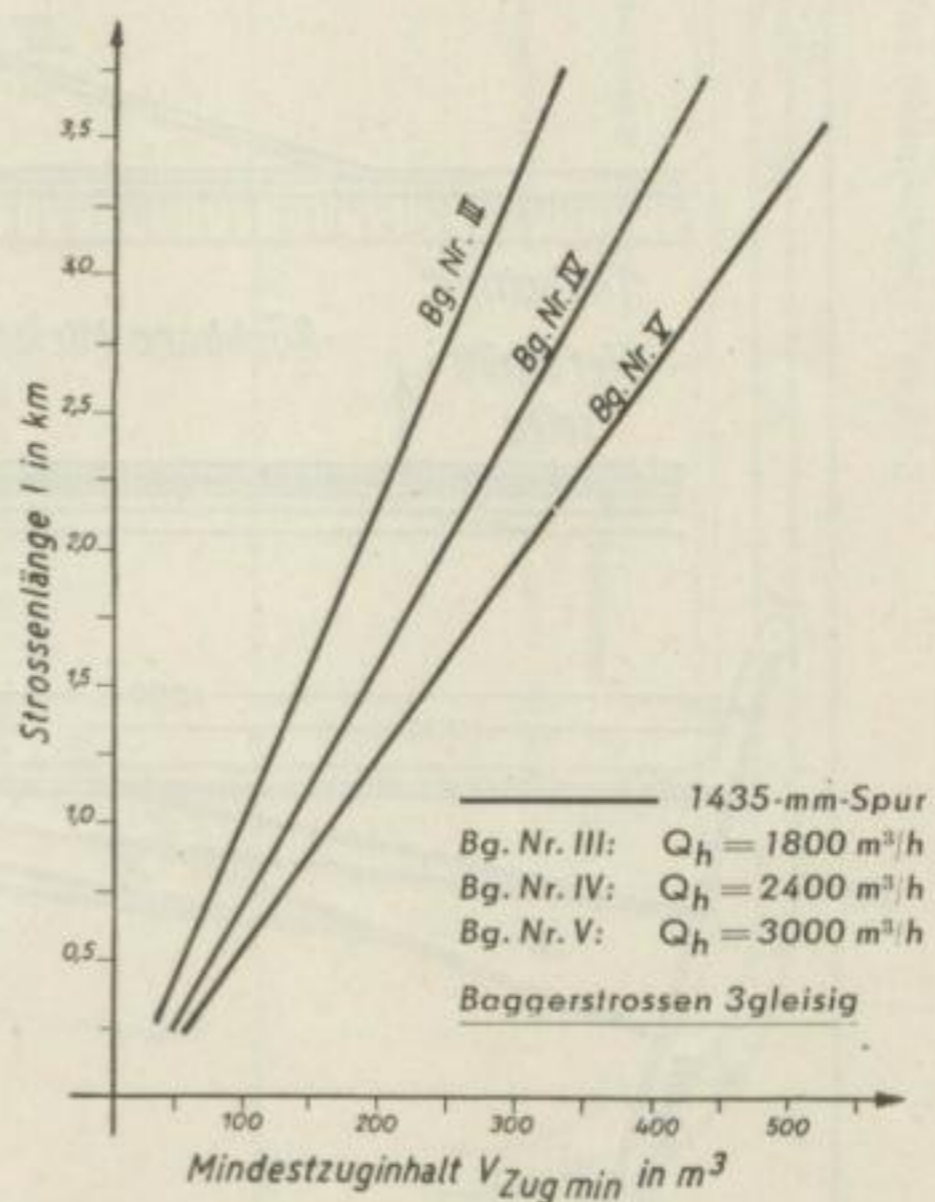


Bild 11. Mindestzuginhalt in Abhängigkeit von der Baggerstrossenlänge und der Baggerleistung

nerhalb der Strosse als wirtschaftlichste Lösung anzusehen, sondern der Einbau von Strossenweichen (vergl. Bild 12a oben).

In vorstehenden Berechnungen wurde für die betreffenden Lokgrößen bereits die maximale Wagenanzahl pro Zugeinheit eingesetzt. Eine Vergrößerung der Wagenanzahl ist also nicht mehr möglich. Der Übergang von 900- auf 1435-mm-Spur ist nach Ansicht des Verfassers immer dann zweckmäßig, wenn bei Einbehaltung von 900-mm-Spur Sondermaßnahmen zu treffen sind, wie nachstehend noch näher beschrieben.

Die Anordnung eines dritten Beladegleises wird bei Baggerleistungen über 2400 m³/h für zweckmäßig befunden, da bei diesen hohen Baggerleistungen und entsprechend großen täglichen Verhiebsfortschritten der Einbau von Strossenweichen sich auf den Betrieb sehr hemmend auswirken dürfte. Die Bildung von Sonderdrehpunkten nach GÄRTNER innerhalb der Strossen (Bild 12a Mitte und 12b) bedingt einen hohen Aufwand an Gleisarbeiten und dürfte als unwirtschaft-

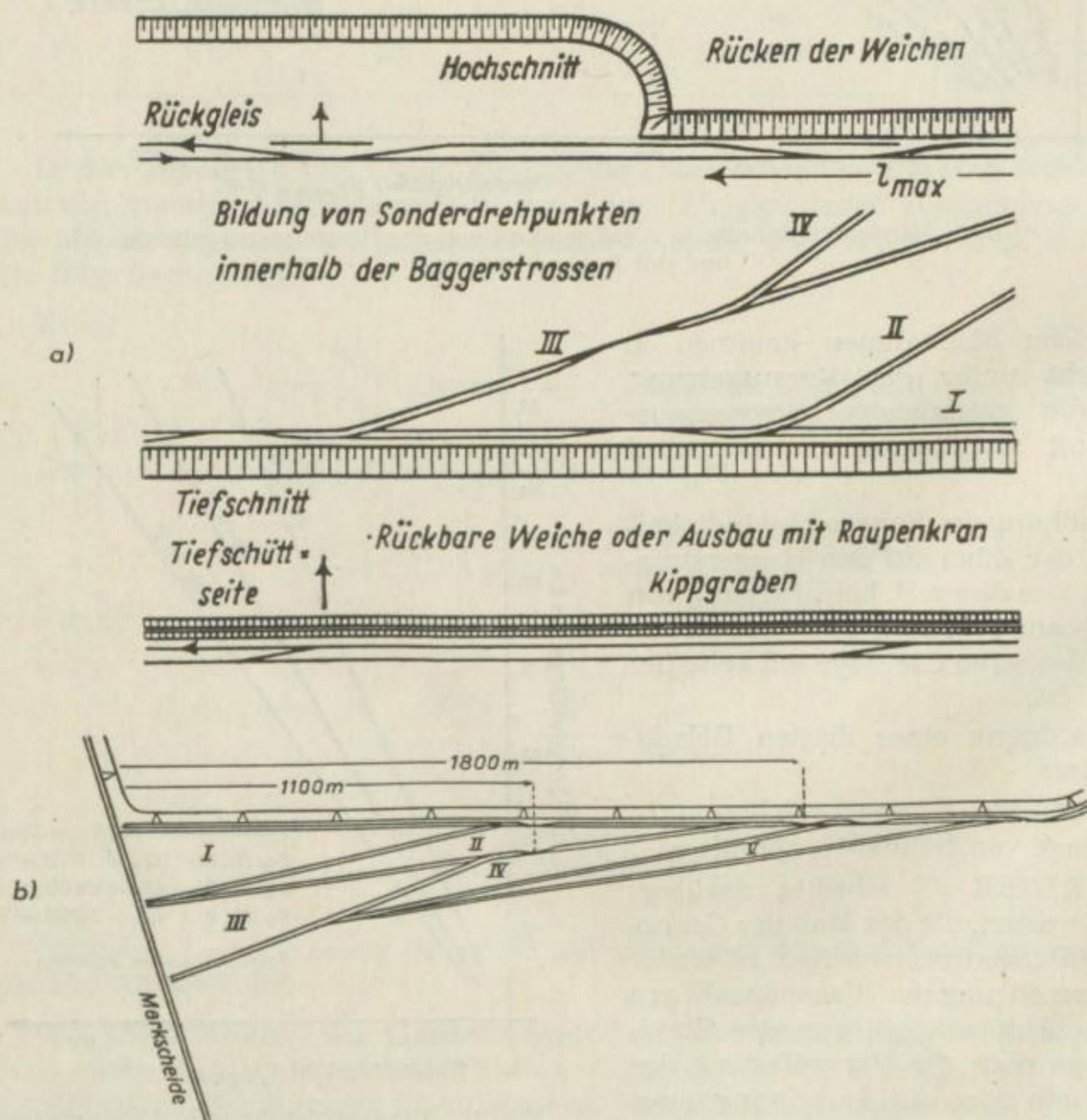
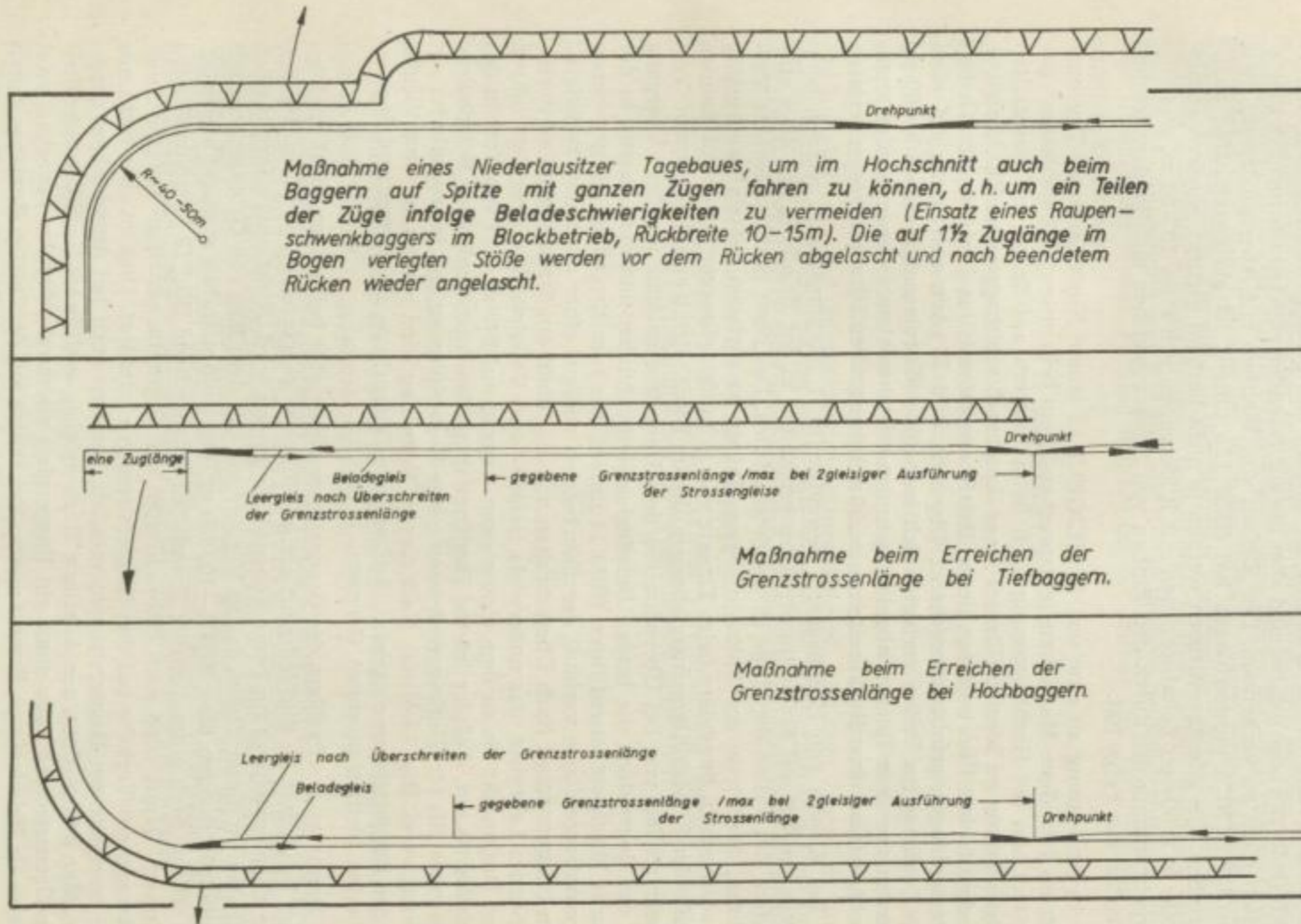


Bild 12a und b. Maßnahmen beim Erreichen der Grenzstrossenlänge



Maßnahme eines Niederlausitzer Tagebaues, um im Hochschnitt auch beim Baggern auf Spitze mit ganzen Zügen fahren zu können, d.h. um ein Teilen der Züge infolge Beladeschwierigkeiten zu vermeiden (Einsatz eines Raupenschwenkbaggers im Blockbetrieb, Rückbreite 10-15m). Die auf $1\frac{1}{2}$ Zuglänge im Bogen verlegten Stöße werden vor dem Rücken abgelaicht und nach beendetem Rücken wieder angelascht.

Maßnahme beim Erreichen der Grenzstrossenlänge bei Tiefbaggern.

Maßnahme beim Erreichen der Grenzstrossenlänge bei Hochbaggern.

Bild 13. Maßnahmen beim Erreichen der Grenzstrossenlänge

lich ausscheiden. Besser erscheint der Einbau von Strossenweichen nach GÄRTNER (Bild 12a oben), dabei sind aber die auftretenden rüchtechnischen Schwierigkeiten nicht zu verkennen. Der Einbau von Weichen auf Absetzerstrossen, wie dies GÄRTNER vorgeschlagen hat (Bild 12a unten), ist als zweckmäßig anzusprechen. Die Absetzerstrossen werden ja nicht laufend gerückt, sondern absatzweise in größeren Zeitabschnitten mit Rückbreiten von etwa 10—30 m, was eine Einschränkung der durch den Einbau von Strossenweichen anfallenden Sonderarbeiten zur Folge hat.

In Anlehnung an eine von R. WEIGELT in einem Niederlausitzer Tagebaubetrieb getroffene Maßnahme (entsprechend dem bekannten „Hängenlassen“ der Spitze), um bei Hochbaggerung auch beim Baggern auf Spitze mit ungeteilten Zügen fahren zu können (Einsatz eines Raupenschwenkbaggers im Blockbetrieb), erscheint eine Übertragung dieser Betriebsweise auf das Problem der Grenzstrossenlängen erfolgversprechend. Die nach Bild 13 oben auf Spitze auf etwa $1\frac{1}{2}$ Zuglänge im Boden verlegten Schienenstöße (Kurvenradius ca. 40 bis 50 m) werden vor dem Rücken abgelascht und nach beendetem Rücken wieder angelascht, was bei einer Rückbreite von ca. 20 m keine großen Schwierigkeiten bereitet.

Bei Einsatz von Hochbaggern, besonders im 1. Abraumschnitt, werden beim Freischneiden auf Spitze immer Schwierigkeiten in der Beladung der Züge auftreten. Ein Teilen der Züge ist unwirtschaftlich. Das oben gekennzeichnete Verfahren, die Gleise auf Spitze in einem Bogen zu verlegen, ist als zweckmäßig anzusprechen, besonders beim Einsatz von Schaufelradbaggern oder auf Raupenlaufender Eimerkettenschwenkbagger, die im Blockbetrieb arbeiten können. Verfasser schlägt vor, bei Überschreiten der Grenzstrossenlänge vor dem Übergang in das Bogenstück die beiden Beladegleise einzubinden und den Auszug in der Kurve eingleisig auszuführen (Bild 13 unten). Bis zum Erreichen der gegebenen Grenzstrossenlänge verläuft der Fahrbetrieb wie auf einer normalen zweigleisigen Baggerstrosse. Nach Überschreiten von l_{max} dient ein Strossengleis als durchgehendes Leergleis, das andere als Belade- und Vollgleis. Die Leerzüge fahren vom Drehpunkt bis zu dem eingleisigen Auszug auf Spitze und von dort in das Beladegleis ein. Auf der letzten Zuglänge dient das Auszugsgleis als Beladegleis. Analoges gilt für Tiefbaggerstrossen (ohne Bogenführung des Auszugsgleises auf Spitze, vergl. Bild 13 Mitte). Nach diesem Vorschlag wird jeweils nur eine Weiche in der Baggerstrosse eingebaut. Auftretende Zeitverluste am Bagger und Sonderarbeiten bleiben in engen Grenzen.

Damit ist das Problem der Grenzstrossenlänge aber bei weitem nicht erschöpfend behandelt, es sind lediglich einige Hinweise gegeben, soweit es im Rahmen der Themenstellung für bemerkenswert befunden wird. Nicht unerwähnt bleiben soll aber an dieser Stelle, daß in Verbindung mit dem Bau von Größtgeräten mit Einheitsleistungen über 60 000—100 000 m³/Tag noch manches ungelöst erscheint. Es sei nur noch einmal an die Vorschläge entsprechend Bild 13 Mitte und unten erinnert. Damit wird nach Überschreiten der Grenzstrossenlänge ein „richtunggebundener“ Verkehr auf den Baggerstrossen eingeführt. Dies ist aber nicht nur bei zweigleisigen Baggerstrossen möglich, sondern auch bei dreigleisigen Strossen. Man könnte dann den Auszug z. B. zweigleisig ausführen. Nach Überschreiten der Grenzstrossenlänge dient ein Baggergleis als durchgehendes Leergleis, zwei Gleise als Beladegleise. Ebenso stehen auf Spitze auf der letzten Zuglänge durch den zweigleisigen Auszug zwei Gleise als Beladegleise zur Verfügung. Unter Um-

ständen dürfte diese Lösung billiger sein als die Anordnung eines vierten Baggergleises. Diese Frage werden aber erst akut bei Höchstleistungsgeräten, besonders auch, da zu erwarten ist, daß der Entwicklung des rollenden Materials gewisse Grenzen gesetzt sind. Zur Klärung der Wirtschaftlichkeit wären eingehende Berechnungen erforderlich, die nicht in den Rahmen vorliegender Arbeit gehören und späteren speziellen Untersuchungen vorbehalten bleiben sollen. Verfasser sieht aber in der Anordnung von Weichen auf Spitze größere betriebstechnische Vorteile (Rücken der Gleise, Fahrbetrieb) als bei den bisher aus der Literatur bekannten Verfahren.

Verkippung

Unter Zugrundelegung des Regelbetriebes wird der Abraum im ausgekohlten Teil des Tagebaues auf Innenkippen wieder verkippt. Die Aufnahmefähigkeit einer Kippe ist neben der Leistungsfähigkeit des Verkippungsgerätes mit abhängig von der Kippenstrossenlänge und dem Zuginhalt der eingesetzten Zuggarnitur, besonders wenn, wie in den meisten Fällen, die Kippenstrosse nur eingleisig ausgebildet ist. Zur Ermittlung der maximalen Kippenstrossenlänge in Abhängigkeit von der geforderten Aufnahmefähigkeit und dem Zuginhalt bzw. des minimalen Zuginhaltes bei gegebener maximaler Kippenstrossenlänge und Aufnahmefähigkeiten gelten für eingleisige Kippenstrossen folgende Beziehungen:

Q_k = Aufnahmefähigkeit der Kippe in m^3/h

k_f = Kippzeit für einen Zug in min (zur Vereinfachung mit 5 min pro Zug unabhängig von der Wagenanzahl gerechnet)

$$l_{\max} = \frac{\frac{V_{\text{zug}} \cdot 60}{Q_k} - k_f}{\frac{60}{v_{\text{voll}}} + \frac{60}{v_{\text{leer}}}}$$

$$V_{\text{zug min}} = \frac{l_{\max} \cdot \left(\frac{60}{v_{\text{voll}}} + \frac{60}{v_{\text{leer}}} \right) \cdot Q_k}{60} + \frac{k_f \cdot Q_k}{60}$$

Die entsprechenden Werte sind in den Tabellen 10 und 11 zusammengestellt und in Bild 14 und 15 graphisch aufgetragen.

Maßnahmen nach Überschreiten der Grenzstrossenlängen bei Absetzerkippen sind der Einbau von Weichen, wie von GÄRTNER vorgeschlagen und im Kapitel „Gewinnung“ bereits angedeutet (vergl. Bild 12a unten). Darüber hinaus liegt eine weitere Möglichkeit in der Anordnung zweier Kippgräben mit gleicher Kipprichtung und Einsatz von Verbundabsetzern. Durch letztere Maßnahme läßt sich die Grenzstrossenlänge bei gegebenen Zugeinheiten praktisch verdoppeln.

Max. Kippenstrossenlänge l_{\max} in km	Geforderte Aufnahmefähigkeit einer Kippe Q_k in m^3/h	Zuginhalt V_{zug} in m^3	Spurweite in mm
0,71	600	100	900
0,85	600	100	1435
2,14	600	200	900
2,68	600	200	1435
3,58	600	300	900
4,47	600	300	1435
5,0	600	400	900
6,25	600	400	1435
6,43	600	500	900
8,03	600	500	1435
—	1200	100	900
—	1200	100	1435
0,71	1200	200	900
0,85	1200	200	1435
1,43	1200	300	900
1,78	1200	300	1435
2,14	1200	400	900
2,68	1200	400	1435
2,86	1200	500	900
3,58	1200	500	1435
—	1800	100	900
—	1800	100	1435
—	1800	200	900
—	1800	200	1435
—	1800	300	900
—	1800	300	1435
1,18	1800	400	900
1,48	1800	400	1435
1,66	1800	500	900
2,07	1800	500	1435
—	2400	100	900
—	2400	100	1435
—	2400	200	900
—	2400	200	1435
—	2400	300	900
—	2400	300	1435
—	2400	400	900
—	2400	400	1435
1,07	2400	500	900
1,34	2400	500	1435

Tabelle 10.

Maximale Kippenstrossenlänge bei eingleisiger Kippenstrosse in Abhängigkeit vom Zuginhalt und der verlangten Aufnahmefähigkeit der Kippe

Tabelle 11. Mindestzuginhalte für eingleisige Kippenstrossen

l_{\max} in km	Q_k in m^3/h	Spurweite in mm	$V_{\text{zug min}}$ in m^3
1,0	600	900	120
	600	1435	106
	1200	900	240
	1200	1435	212
	1800	900	360
	1800	1435	318
	2400	900	480
	2400	1435	424
2,0	600	900	190
	600	1435	162
	1200	900	380
	1200	1435	324
	1800	900	570
	1800	1435	486
	2400	900	760
	2400	1435	648
3,0	600	900	260
	600	1435	218
	1200	900	520
	1200	1435	436
	1800	900	780
	1800	1435	654
	2400	900	1040
	2400	1435	872

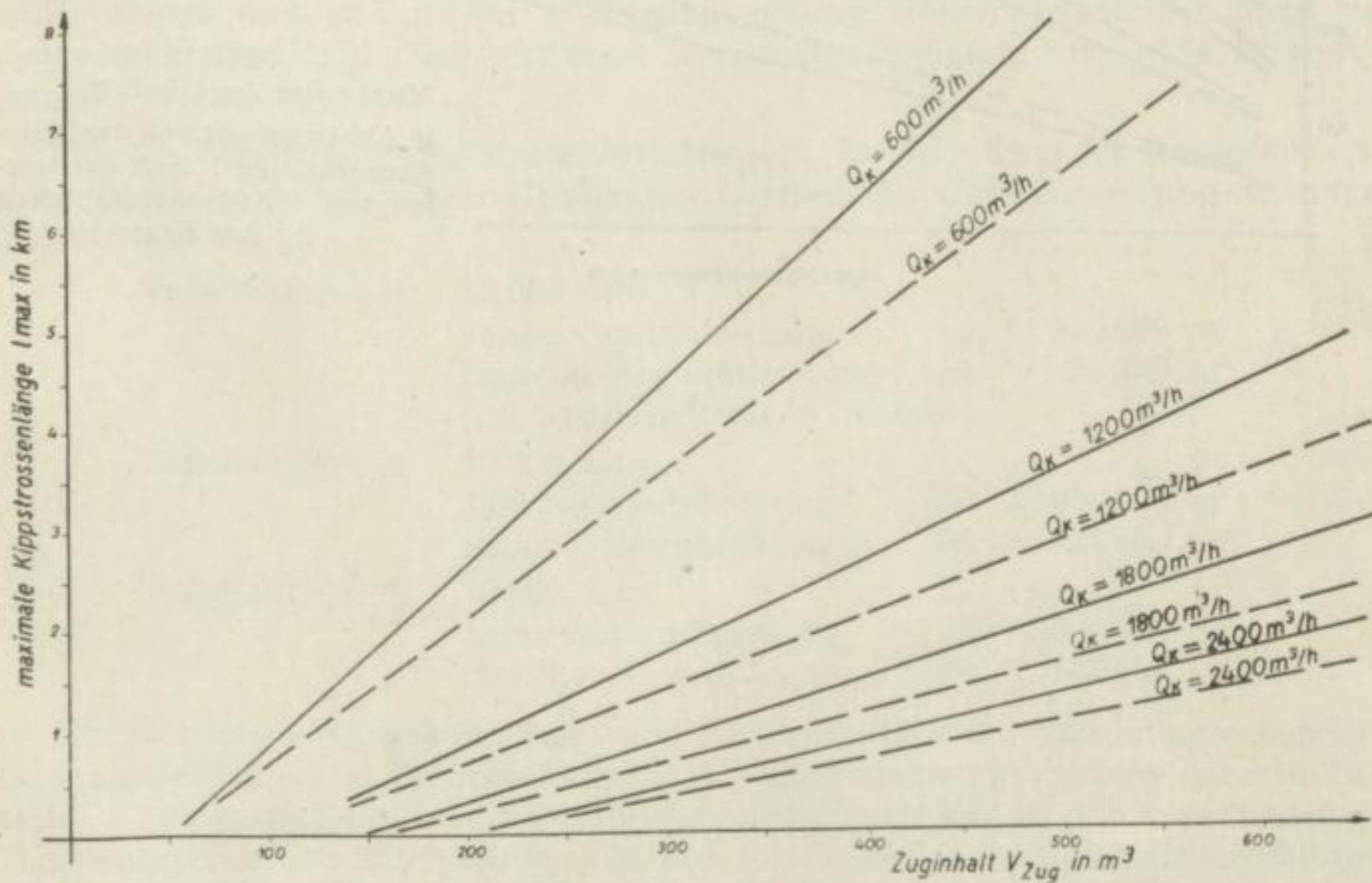


Bild 14. Maximale Kippstrossenlänge l_{\max} bei eingleisiger Kippstrosse in Abhängigkeit vom Zuginhalt V_{zug} und der verlangten Aufnahmefähigkeit Q_k der Kippe
 - - - - - 900-mm-Spur ——— 1435-mm-Spur

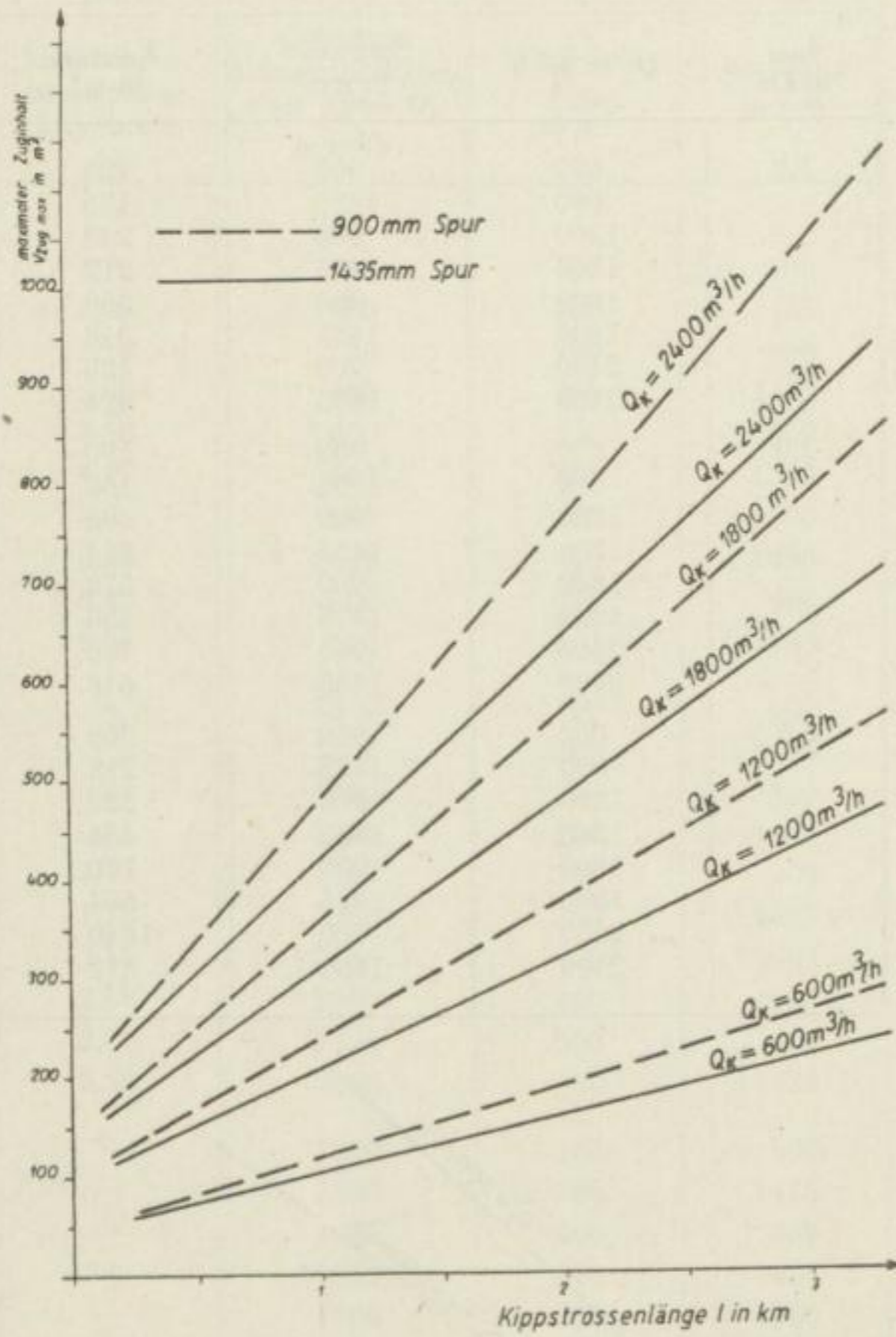


Bild 15.
Maximaler Zuginhalt $V_{zug\ max}$
in Abhängigkeit von der Kipp-
strossenlänge l und der ver-
langten Aufnahmefähigkeit
 Q_k der Kippe

Wirtschaftlichkeitsberechnungen

Die bei der Bearbeitung der Kapitel „Förderung“, „Gewinnung“ und „Verkipfung“ gewonnenen Erkenntnisse sollen auf ein praktisches Beispiel mit dem Ziel übertragen werden, die Richtigkeit der zunächst nur rein theoretischen Ergebnisse an Hand von Wirtschaftlichkeitsberechnungen zu erhärten, um den Nachweis zu erbringen, daß das jeweils erkannte technische Optimum mit einem wirtschaftlichen Optimum übereinstimmt.

Folgende Betriebsverhältnisse seien auf ein Beispiel übertragen :

Abraummächtigkeit	30 m
Kohlenmächtigkeit	10 m
D : K	3 : 1
maximale Strossenlänge	2 km
Strossenschwerpunkt der Baggerstrossen bei rund	1,3 km
Länge der Verbindung Baggerstrossen- bis	
Kippenstrossennullpunkt	1,4 km
Strossenschwerpunkt der Kippenstrossen bei rund	1,3 km
Länge des Gesamtförderweges	4,0 km

Die Bagger- und Kippenstrossen sind in ihrer Höhenlage jeweils so aufeinander abgestimmt, daß in der Förderung größere Höhenunterschiede nicht zu überwinden sind, d. h., daß mit einer maximalen Steigung von 10 ‰ zu rechnen ist.

Für die Berechnung der Kosten/m³ Abraum, insbesondere der Förderkosten, seien Tagebaue verschiedener Größen mit wechselnder Gerätebesetzung einander gegenübergestellt:

Tagebautype 1)	10 000 tato	
	Jahresabraumleistung	rd. 11 000 000 m ³
	tägliche Abraumleistung	rd. 39 300 m ³
	(bei 280 Arbeitstagen im Jahr)	
Tagebautype 2)	20 000 tato	
	Jahresabraumleistung	rd. 22 000 000 m ³
	tägliche Abraumleistung	rd. 78 600 m ³
Tagebautype 3)	40 000 tato	
	Jahresabraumleistung	rd. 44 000 000 m ³
	tägliche Abraumleistung	rd. 157 200 m ³

Der Geräteeinsatz gewinnungs- und kippenseitig sowie die entsprechenden Leistungszahlen (ohne Berücksichtigung der Mutterbodengewinnung) sind in Tabelle 12 zusammengefaßt. In Bild 16 ist der Geräteeinsatz in den verschiedenen Tagebautypen schematisch dargestellt. Die für die Wirtschaftlichkeitsberechnungen erforderlichen Werte sind nach Preisbasis etwa 1952 ermittelt. Keine Berücksichtigung fanden Hilfsgeräte und sonstige Nebeneinrichtungen. Tabelle 13 enthält die für die folgenden Berechnungen ermittelten Grundwerte. Tabelle 14

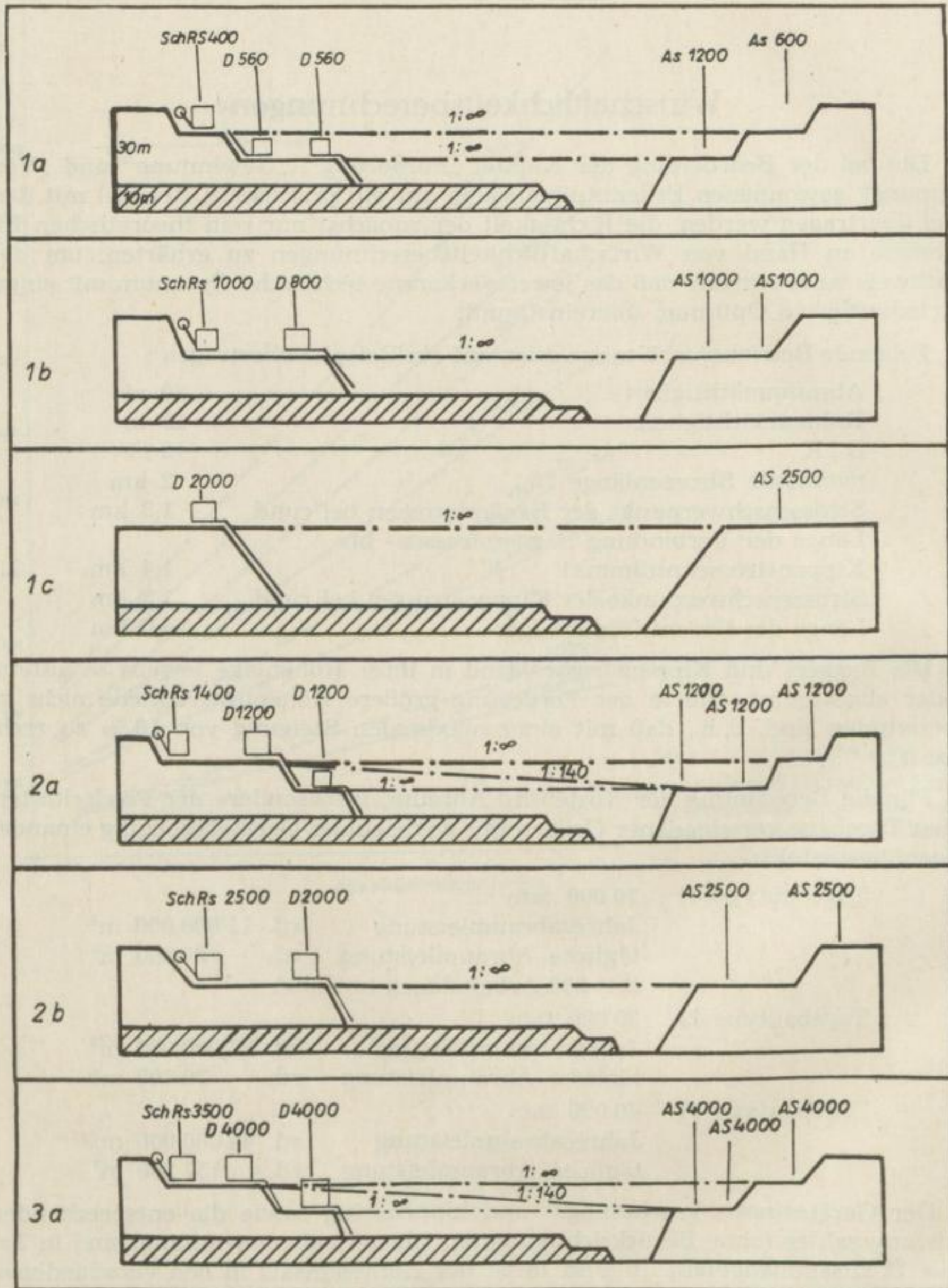


Bild 16. Tagebautypen

Tabelle 12. Geräteeinsatz für verschiedene Tagebautypen

Tagebau- type	Betrieb	Gerät	Maximale Standortleistung in m ³ pro 24 h	Praktische Geräteleistung bei 22 h reiner Betriebszeit	
				in m ³ pro Tag	in m ³ pro Stunde
1 a	Gewinnung	SchRs 400	20 000	13 200	600
		D 560	20 000	13 200	600
		D 560	20 000	13 200	600
	Verkippung	As 1200	40 000	26 400	1200
		As 600	20 000	13 200	600
1 b	Gewinnung	SchRs 1000	30 000	19 800	900
		D 800	30 000	19 800	900
	Verkippung	As 1000	30 000	19 800	900
		As 1000	30 000	19 800	900
1 c	Gewinnung	D 2000	60 000	39 600	1800
	Verkippung	As 2500	60 000	39 600	1800
2 a	Gewinnung	SchRs 1400	40 000	26 400	1200
		D 1200	40 000	26 400	1200
		D 1200	40 000	26 400	1200
	Verkippung	As 1200	40 000	26 400	1200
		As 1200	40 000	26 400	1200
		As 1200	40 000	26 400	1200
2 b	Gewinnung	SchRs 2500	60 000	39 600	1800
		D 2000	60 000	39 600	1800
	Verkippung	As 2500	60 000	39 600	1800
		As 2500	60 000	39 600	1800
3 a	Gewinnung	SchRs 3500	80 000	52 800	2400
		D 4000	80 000	52 800	2400
		D 4000	80 000	52 800	2400
	Verkippung	As 4000	80 000	52 800	2400
		As 4000	80 000	52 800	2400
		As 4000	80 000	52 800	2400

beinhaltet die spezifischen Kennzahlen für die verschiedenen Tagebautypen ohne Berücksichtigung des rollenden Materials. Für den Einsatz des rollenden Materials sollen die bereits gewonnenen Erkenntnisse Berücksichtigung finden. Dabei werden jeweils verschiedene Möglichkeiten variiert und die entsprechenden Werte ermittelt. Tabelle 15 enthält die gedachte Zusammenstellung. Es ist jeweils die nach den vorangegangenen Ermittlungen als optimale Zugeinheit erkannte Zuggarnitur berücksichtigt, zum Vergleich dazu zu große bzw. zu kleine Zugeinheiten. Die Auswertung dieser Tabelle führt zu folgenden Ergebnissen:

Im Vergleich zur optimalen Zuggarnitur sind bei Einsatz zu kleiner Zugeinheiten der spezifische Eisenbedarf und die spezifischen Anlagekosten z. T. kleiner, dafür liegen die Bedienungslöhne höher. Bei Einsatz von zu großen Zugeinheiten sind der spezifische Eisenbedarf und die spezifischen Anlagekosten größer und die Bedienungslöhne niedriger.

Tabelle 13. Grundwerte für Wirtschaftlichkeitsberechnungen

Die Dienstgewichte der Gewinnungs- und Verkippungsgeräte sind nach entsprechenden Werten bisher ausgeführter Geräte ermittelt.
Die Schaufelradbagger sollen auf Raupen laufen, Eimerkettenbagger auf Gleisen.

Gleisbagger bis 700 l Eimerinhalt laufen auf 3 Schienen
 Gleisbagger bis 1000 l Eimerinhalt laufen auf 4 Schienen
 Gleisbagger bis 2000 l Eimerinhalt laufen auf 6 Schienen
 Gleisbagger bis 4000 l Eimerinhalt laufen auf 8 Schienen
 Absetzer laufen grundsätzlich auf 4 Schienen

Ausführung der Verbindungsgleise Bagger — Kippendrehpunkt durchgehend doppelgleisig.

Spez. Stromverbrauch: Gewinnung 0,8 kWh pro m³
 (Stromkosten 2,0 Pf pro kWh) Förderung 0,6 kWh pro m³
 Verkippung 0,4 kWh pro m³

Kosten für starre Gleisbagger 3,00 DM pro kg Konstruktionsgewicht + 30 %
 für el. Ausrüstung, Montage usw.

Absetzer	3,60 DM + 30 %
Schaufelradbagger, auf Raupen verfahrbar	4,00 DM + 30 %
Fahrgleis	120 000,— DM und 150 t Eisen pro km
Baggergleis, 3 schienig	180 000,— DM und 225 t Eisen pro km
Baggergleis, 4 schienig	240 000,— DM und 300 t Eisen pro km
desgl. Absetzergleis 4 schienig	
Baggergleis, 6 schienig	360 000,— DM und 450 t Eisen pro km
Baggergleis, 8 schienig	480 000,— DM und 600 t Eisen pro km
75-t-E-Loks	260 000,— DM
100-t-E-Loks	380 000,— DM
120-t-E-Loks	400 000,— DM
150-t-E-Loks	500 000,— DM
25-m ³ -Wagen	25 000,— DM
55-m ³ -Wagen	48 000,— DM
60-m ³ -Wagen	51 000,— DM

In den Gesamtkosten (direkte Förderkosten) liegt das Optimum bei der jeweils schon als optimal erkannten Zuggarnitur. Einen Ausnahmefall bildet lediglich der Einsatz von 120-t-Doppelloks, deren Einsatz auch im Fall Tagebautype 3a etwas ungünstigere Werte zeigt als der Einsatz etwas kleinerer Zuggarnituren, was auf die hohen Anlagekosten für Doppelloks zurückzuführen ist. Damit ist eindeutig bewiesen, daß die aufgestellten Berechnungsgrundlagen es nicht nur ermöglichen, diejenige Zuggarnitur zu finden, die unter gegebenen Betriebsverhältnissen eine optimale Ausnutzung des rollenden Materials gewährleistet, sondern bei deren Einsatz auch mit den geringsten Förderkosten gerechnet werden kann.

Die Ergebnisse der in Tabelle 14 angestellten Untersuchungen seien nicht weiter verfolgt, da die Ermittlung der optimalen Betriebsgröße von Tagebauen nicht zu dem gestellten Thema gehört. Es sei nur darauf hingewiesen, daß die

Tabelle 14. Spezifische Kennziffern (Abraumbetrieb) für verschiedene Tagebautypen ohne Förderung (rollendes Material), d. h. reiner Gewinnungs- und Verkipfungsbetrieb ohne Hilfsbetriebe usw.

	Tagebautype 1 a	Tagebautype 1 b	Tagebautype 1 c	Tagebautype 2 a	Tagebautype 2 b	Tagebautype 3 a
Gesamteisenbedarf in t	9790	7200	7250	15000	14900	31800
spezifischer Eisenbedarf in t je m ³ und Tag	0,25	0,183	0,184	0,19	0,189	0,202
Anlagekosten in DM	18 115 000,00	20 356 000,00	21 666 000,00	43 280 000,00	47 640 000,00	113 900 000,00
spezifische Anlagekosten in DM/m ³ und Tag	462,00	518,00	538,00	550,00	606,00	724,00
jährlicher Abreibungssatz bei durchschn. 6 0/0 in DM	1 090 000,00	1 220 000,00	1 270 000,00	2 600 000,00	2 860 000,00	6 840 000,00
Bedienungslohne in Pf/m ³	8,4	6,7	3,9	4,9	3,4	2,7
Unterhaltung (Material und Löhne) in Pf/m ³	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
Energie	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4
reine Betriebskosten in Pf/m ³	15,8	14,1	11,3	12,3	10,8	10,1
Abschreibungen	9,9	11,1	11,5	11,8	13,0	15,5
Gesamtkosten	25,7	25,2	22,8	24,1	23,8	25,6

Wirtschaftlichkeitsberechnungen

Tabelle 15. Spezifische Kennziffern für den Einsatz des rollenden Materials (reine Förderkosten)

	Tagebautype 1 a	Tagebautype 1 b	Tagebautype 1 c	Tagebautype 2 a	Tagebautype 2 b	Tagebautype 3 a
1. Zu kleine Zuggarnitur		75-t-Loks + 25-m ³ -Wg 2390	75-t-Loks + 25-m ³ -Wg 2100	75-t-Loks + 25-m ³ -Wg 4420	75-t-Loks + 25-m ³ -Wg 4125	150-t-Loks + 60-m ³ -Wg 7500
Gesamteisenbedarf in t		0,0608	0,0535	0,0561	0,0525	0,0475
spezifischer Eisenbedarf in t/m ³ u. Tag		4540 000,—	4 000 000,—	8 280 000,—	7 750 000,—	13 240 000,—
Anlagekosten in DM		115,50	102,—	105,—	98,50	84,—
spezifische Anlagekosten in DM/m ³ u. Tag		272 000,—	240 000,—	496 000,—	465 000,—	795 000,—
jährliche Abschreibung bei 6% in DM		1,34	1,18	1,25	1,18	0,5
Bedienungslöhne in Pf/m ³		2,0	2,0	2,0	2,00	2,0
Unterhaltung (Material + Löhne) in Pf/m ³		1,2	1,2	1,2	1,20	1,2
Energie in Pf/m ³						
reine Betriebskosten in Pf/m ³		4,54	4,38	4,45	4,38	3,7
Abschreibungen in Pf/m ³		2,47	2,18	2,26	2,21	1,81
Gesamtkosten in Pf/m³		7,01	6,56	6,71	6,59	5,51
2. Optimale Zuggarnitur		75-t-Loks + 25-m ³ -Wg 2680	100-t-Loks + 55-m ³ -Wg 2815	150-t-Loks + 60-m ³ -Wg 1990	100-t-Loks + 55-m ³ -Wg 4220	150-t-Loks + 60-m ³ -Wg 3820
Gesamteisenbedarf in t		0,0683	0,0715	0,0507	0,0538	0,0485
spezifischer Eisenbedarf in t/m ³ u. Tag		5 075 000,—	4 800 000,—	3 680 000,—	7 160 000,—	6 860 000,—
Anlagekosten in DM		129,40	122,—	93,70	91,20	87,50
spezifische Anlagekosten in DM/m ³ u. Tag		304 000,—	288 000,—	220 000,—	430 000,—	412 000,—
jährliche Abschreibung bei 6% in DM		1,5	1,0	0,5	0,76	0,5
Bedienungslöhne in Pf/m ³		2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
Unterhaltung (Material + Löhne) in Pf/m ³		1,2	1,2	1,2	1,2	1,2
Energie in Pf/m ³						
reine Betriebskosten in Pf/m ³		4,7	4,2	3,7	3,96	3,7
Abschreibungen in Pf/m ³		2,76	2,61	2,0	1,96	1,88
Gesamtkosten in Pf/m³		7,46	6,81	5,7	5,92	5,58
3. Zu große Zuggarnitur		150-t-Loks + 60-m ³ -Wg 3820	120-t-Doppel-Loks + 60-m ³ -Wg 4030	120-t-Doppel-Loks + 60-m ³ -Wg 3060	120-t-Doppel-Loks + 60-m ³ -Wg 6010	120-t-Doppel-Loks + 60-m ³ -Wg 6010
Gesamteisenbedarf in t		0,0972	0,103	0,078	0,0765	0,0765
spezifischer Eisenbedarf in t/m ³ u. Tag		6 860 000,—	7 180 000,—	5 500 000,—	10 600 000,—	10 600 000,—
Anlagekosten in DM		175,—	183,—	140,—	135,—	135,—
spezifische Anlagekosten in DM/m ³ u. Tag		412 000,—	430 000,—	330 000,—	635 000,—	635 000,—
jährliche Abschreibung bei 6% in DM		1,0	0,68	0,5	0,5	0,5
Bedienungslöhne in Pf/m ³		2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
Unterhaltung (Material + Löhne) in Pf/m ³		1,2	1,2	1,2	1,2	1,2
Energie in Pf/m ³						
reine Betriebskosten in Pf/m ³		4,2	3,88	3,7	3,7	3,7
Abschreibungen in Pf/m ³		3,74	3,91	3,0	2,89	2,89
Gesamtkosten in Pf/m³		7,94	7,79	6,7	6,59	6,59

direkten Förderkosten (nur rollendes Material berücksichtigt) etwa 25—30 % der Gesamtselbstkosten, die Gesamtförderkosten (einschl. Gleisanlage usw.) ca. 40 bis 50 % der Gesamtselbstkosten betragen.

Folgend seien noch zum Beweis der Behauptung, daß bei Einsatz der als optimal erkannten Zuggarnitur auch das wirtschaftliche Optimum liegt, die Förderkosten in Abhängigkeit von der Zuggröße für verschiedene Baggerleistungen aufgetragen.

Als Ausgangswerte für diese Darstellung dienen die Werte auf Tabelle 12 und 15.

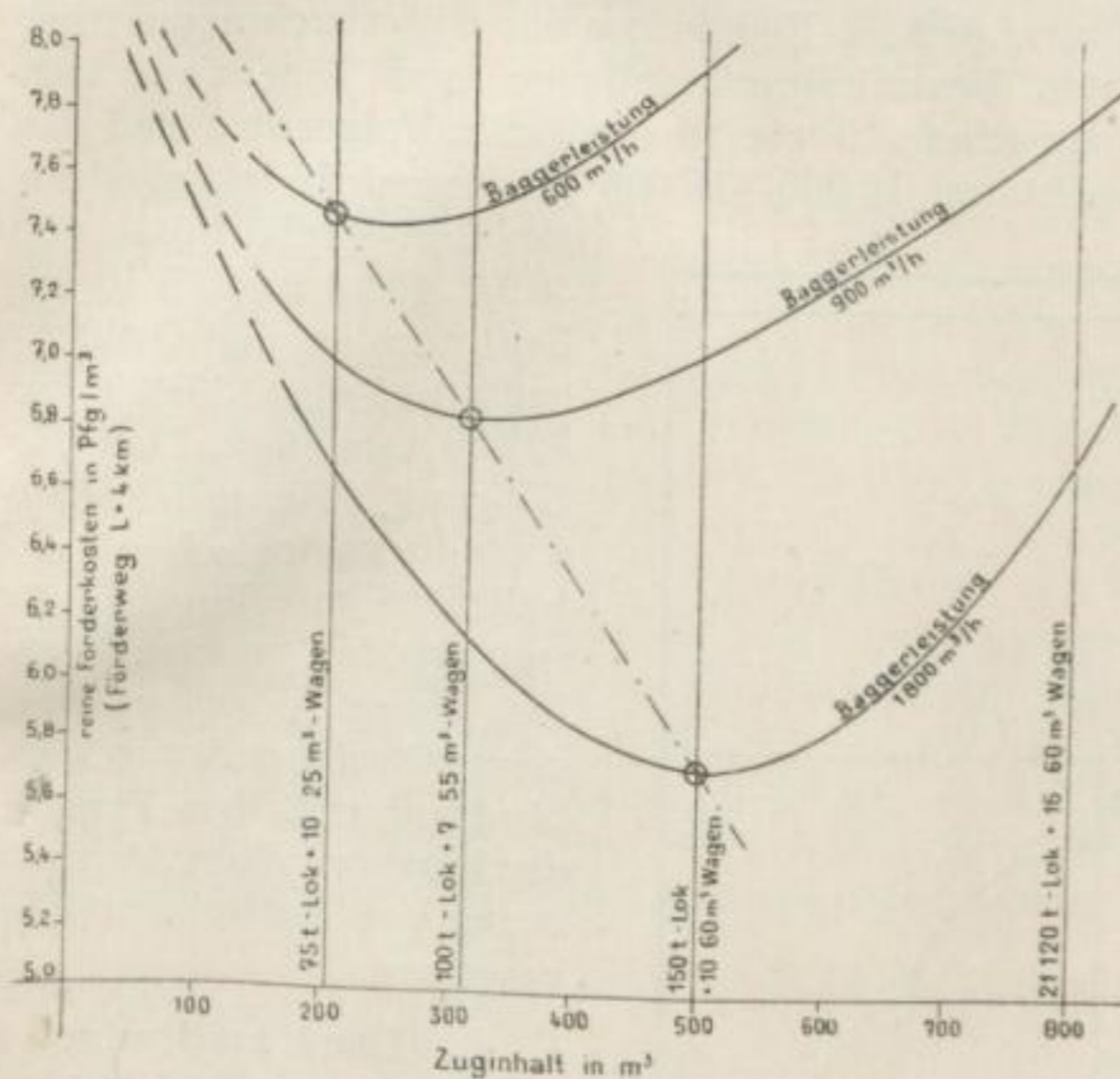


Bild 17. Reine Förderkosten in Abhängigkeit von der Baggerleistung und vom Zuginhalt

der Zuggröße für verschiedene Förderwege bei gegebener Baggerleistung aufträgt, wobei allerdings die Förderkosten in Pfg/m³ und km zu bestimmen wären.

Damit dürfte der Beweis erbracht sein, daß mit der nach den entwickelten Formeln für gegebene Verhältnisse bestimmten optimalen Zuggarnitur auch die Zugeinheit ermittelt ist, bei deren Einsatz gleichzeitig ein wirtschaftliches Optimum vorliegt.

Aus der graphischen Darstellung (Bild 17) ist noch einmal klar ersichtlich, daß bei der für eine gegebene Baggerleistung und einen gegebenen Förderweg (in diesem Fall $L = 4$ km) technisch als optimal bestimmten Zuggarnitur auch die geringsten Förderkosten (direkte Förderkosten nach Tabelle 15) zu erwarten sind. Weiterhin geht daraus hervor, daß mit steigender Baggerleistung sich das wirtschaftliche Optimum zugunsten von Zugeinheiten mit wachsendem Fassungsvermögen verschiebt. Die gleiche Tendenz würde auch zu verzeichnen sein, wenn man die Förderkosten in Abhängigkeit von

Zusammenhänge zwischen den gegebenen geologischen Voraussetzungen und der Tagebauentwicklung

Die Tatsache, daß der weitaus größte Teil der Tagebauvorräte in großen geschlossenen Kohlenfeldern liegt und daß die Ergebnisse der Untersuchungen über die günstigste Betriebsgröße von Braunkohlentagebauen und Tagebaugeräten zugunsten von Größteinheiten sprechen, führte zu der Schlußfolgerung, daß das Optimum der Tagebaugröße nicht bei 10 000—15 000 tato erreicht ist, sondern

für D:K-Verhältnisse von 30:10, 40:10 und 50:10 das Optimum in der Größenordnung von 30 000 bis 40 000 tato liegt. Daß zur Klärung dieser Fragen auch die geologischen Verhältnisse mit berücksichtigt werden müssen, sollen einige Überlegungen grundsätzlicher Art in Verbindung mit den Fragen der harmonischen Abstimmung von Betriebsmitteln beweisen.

1. Aufschluß eines Feldes von 500 Mill. Tonnen Kohlenvorrat durch einen Großtagebau

Ein Feld mit 500 Mill. t Kohlenvorrat und einem D:K von 30:10 = 3:1 soll durch einen Großtagebau von 40 000 tato aufgeschlossen und abgebaut werden. Das Feld besitzt eine Flächenausdehnung von etwa 50 km² (γ Kohle = 1,1). Es sei annähernd quadratisch mit einer Kantenlänge von rd. 7 km. Die maximale Strossenlänge sei mit 2 km festgelegt. Aus Bild 18a ist für die geschilderten Verhältnisse

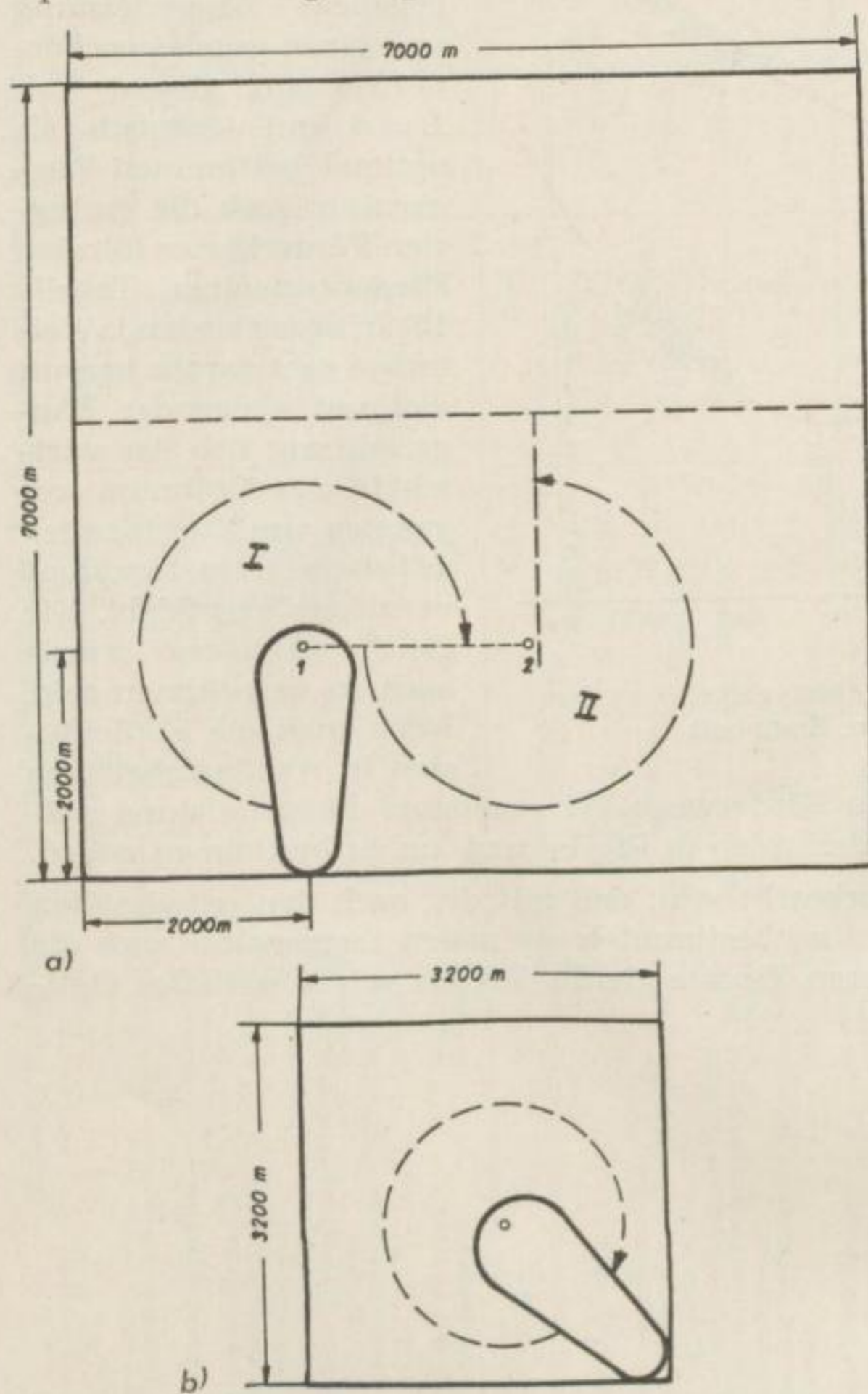


Bild 18a, b. Abbau bei verschiedenen Feldesgrößen

die Anordnung eines Aufschlusses und die Entwicklung des Tagebaues ersichtlich. Nach einem Aufschwenken des Feldes um 270° um den Drehpunkt 1 müßte eine Drehpunktverlegung nach 2 erfolgen. In dem ersten Sektor stehen 95 Mill. t Kohle an. Bei einer Förderung von 40 000 tato (oder rd. 13,2 Mill. jato) müßte also spätestens nach 7,2 Jahren eine entscheidende Drehpunktverlegung erfolgen. Ließe ein mehr langgestrecktes Feld nur ein Aufschwenken um 90° zu, dann wäre eine Drehpunktverlegung schon aller 2,4 Jahre erforderlich. Diese Umstellungen sind nicht nur kostspielig, sie bedingen auch eine erhebliche Verringerung der Geräteleistung. Die oben angegebenen Zahlen sind unabhängig von der Deckgebirgsmächtigkeit, sondern nur abhängig von der Flözmächtigkeit, in diesem Fall also 10 m. Gesagtes gilt also nicht nur für D:K-Verhältnisse von 30:10, sondern auch für 40:10, 50:10, 60:10 usw.

Anders dagegen liegen die Verhältnisse in den Revieren, wo größere Kohlenmächtigkeiten als 10 m zur Ablagerung gekommen sind, wie z. B. im Rheinland. So wurden dort schon Großtagebaue mit einer Förderung von 40 000 tato und darüber in Angriff genommen (Entsprechendes gilt auch für das Geiseltal). Ein Feld mit 500 Mill. t Kohlenvorrat und einer Kohlenmächtigkeit von 50 m besitzt nur noch eine Flächengröße von 10 km^2 entsprechend einer Kantenlänge bei quadratischer Feldesform von rd. 3,2 km. Ein Vorkommen dieser Art könnte entsprechend Bild 18b ohne Umbauarbeiten von nur einem Drehpunkt aus aufgeschwenkt werden. Auch hier sind die gegebenen Werte unabhängig von der Deckgebirgsmächtigkeit. Des weiteren ist der tägliche Abbaufortschritt auch nur abhängig von der täglichen Förderung und der Flözmächtigkeit. Bei der Wahl der Tagebaugröße sind daher noch die zwei folgenden wesentlichen Gesichtspunkte zu berücksichtigen, die von den im deutschen Braunkohlenbergbau zu unterscheidenden Haupttagebautypen abhängen:

- a) Lausitzer Typ, geringe Flözmächtigkeit, größere Mächtigkeit des Deckgebirges (flache Tagebaue).
- b) Rheinischer Typ, große Flözmächtigkeit, geringe Mächtigkeit des Deckgebirges (tiefe Tagebaue).

Die mitteldeutschen Tagebaue lassen sich in eine dieser beiden Kategorien einordnen. Da der Abbaufortschritt umgekehrt proportional zur Flözmächtigkeit ist, besteht auch eine Abhängigkeit der Gleisrückarbeiten und des Vortriebes der Entwässerungstrecken von der Flözmächtigkeit.

2. Rücken der Strossengleise

Bei einer Flözmächtigkeit von 10 m und einer Tagesförderung von 40 000 t müssen vom Abraumbetrieb bei 280 Betriebstagen täglich 4700 m^2 Flözoberfläche freigelegt werden. Bei einer Strossenlänge von 2000 m beträgt der tägliche Verhiebsfortschritt am schwenkenden Flügel 4,70 m. Unter sonst gleichen Verhältnissen und einer Flözmächtigkeit von 50 m sind täglich 940 m^2 Flözoberfläche freizulegen, was einem täglichen Verhiebsfortschritt am schwenkenden Flügel von nur 0,94 m entspricht. Es ist nicht zu verkennen, daß die rücktechnischen Schwierigkeiten im ersteren Fall groß sind und der Betrieb infolge der umfangreichen Gleisarbeiten eine nicht unerhebliche Belastung erfährt.

3. Der Vortrieb von Entwässerungstrecken

Der große Verhiebsfortschritt bei Großtagebauen mit geringer Flözmächtigkeit dürfte auch beim Vortrieb von Entwässerungstrecken zu Schwierigkeiten führen. Die z. Z. noch üblichen Methoden sind in ihrer Leistungsfähigkeit nicht mehr ausreichend, das Auffahren von Entwässerungstrecken müßte stark mechanisiert werden.

Mit diesen kurzen Bemerkungen ist auf einige Zusammenhänge zwischen geologischen Verhältnissen und Tagebauentwicklung eingegangen mit dem Ziel, auch hier auf eine evtl. notwendige harmonische Abstimmung der Verhältnisse aufmerksam zu machen.

Zusammenfassung

Vorliegende Arbeit behandelt das Problem der harmonischen Abstimmung von Betriebsmitteln im Braunkohlentagebau. Einleitend wurde die Aufgabenstellung kurz umrissen und das gestellte Thema dahingehend abgegrenzt, daß der Fahrbetrieb, besonders im Abraumbetrieb, auf Grund seiner wirtschaftlichen Bedeutung eingehende Berücksichtigung finden soll. Folgend sollte eine kurze Übersicht einen allgemeinen Überblick verschaffen.

Im Hauptteil der Arbeit kommen die Faktoren zur Untersuchung, die als maßgebend für die harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln erscheinen. Dabei fand das Kapitel „Förderung“ eine ausführliche Bearbeitung. Unter den Kapiteln „Gewinnung“ und „Verkippung“ ist das Problem der Grenzstrossenlängen im einzelnen untersucht. Aus rein mathematischen Beziehungen konnten die Zusammenhänge gefunden werden, deren Beachtung bei der Wahl von Betriebsmitteln eine harmonische Abstimmung des Gesamtbetriebes und damit verbunden gute Leistungs- und Zeitausnutzungskoeffizienten der Maschinen und Geräte gewährleisten. Auf Grund von Wirtschaftlichkeitsberechnungen konnte der Nachweis erbracht werden, daß bei Einsatz der als optimal erkannten Gerätebesetzung auch das wirtschaftliche Optimum zu suchen ist, wobei wiederum das Schwergewicht der Untersuchungen auf dem Fahrbetrieb ruht.

In einem gesonderten Abschnitt sind Zusammenhänge zwischen geologisch bedingten Voraussetzungen und der Tagebauentwicklung im allgemeinen aufgezeigt. Diese Ausführungen sind nur als Hinweis dafür gedacht, daß ein zu entwickelnder Tagebaubetrieb auch auf die Lagerstättenverhältnisse abgestimmt sein muß.

In Bild 19 sind in Form einer graphischen Darstellung die grundsätzlichen Zusammenhänge noch einmal zusammengefaßt. Dem Beispiel sind 60-m³-Wagen (Normalspur) mit einem Nenninhalt $V_1 = 50 \text{ m}^3$ gew. Boden zugrunde gelegt. Die Tabelle zeigt:

1. Die optimale Wagenanzahl in Abhängigkeit von der Baggerleistung und dem Gesamtförderweg
2. Die mögliche Wagenanzahl in Abhängigkeit von der Steigung und der Lokgröße
3. Die Mindestwagenanzahl in Abhängigkeit von der Grenzstrossenlänge bagger- und kippenseitig und der Baggerleistung bzw. Aufnahmefähigkeit der Kippe

Diese Gegenüberstellung erlaubt, bei gegebener Baggerleistung, Steigung auf der Strecke, Gesamtförderweg und maximaler Strossenlänge die technisch und wirtschaftlich optimale Zuggarnitur zu bestimmen (in diesem Fall für 60-m³-Wagen).

Beträgt z. B. die Baggerleistung 20 m³/min und die Länge des Förderweges 4 km, so ist die optimale Wagenanzahl für 60 m³-Wagen 10. Bei einer Steigung von 10 ‰ ist für diese Zuggröße eine 150-t-Lok erforderlich. Die maximale Baggerstrossenlänge wie auch die maximale Kippenstrossenlänge können in diesem

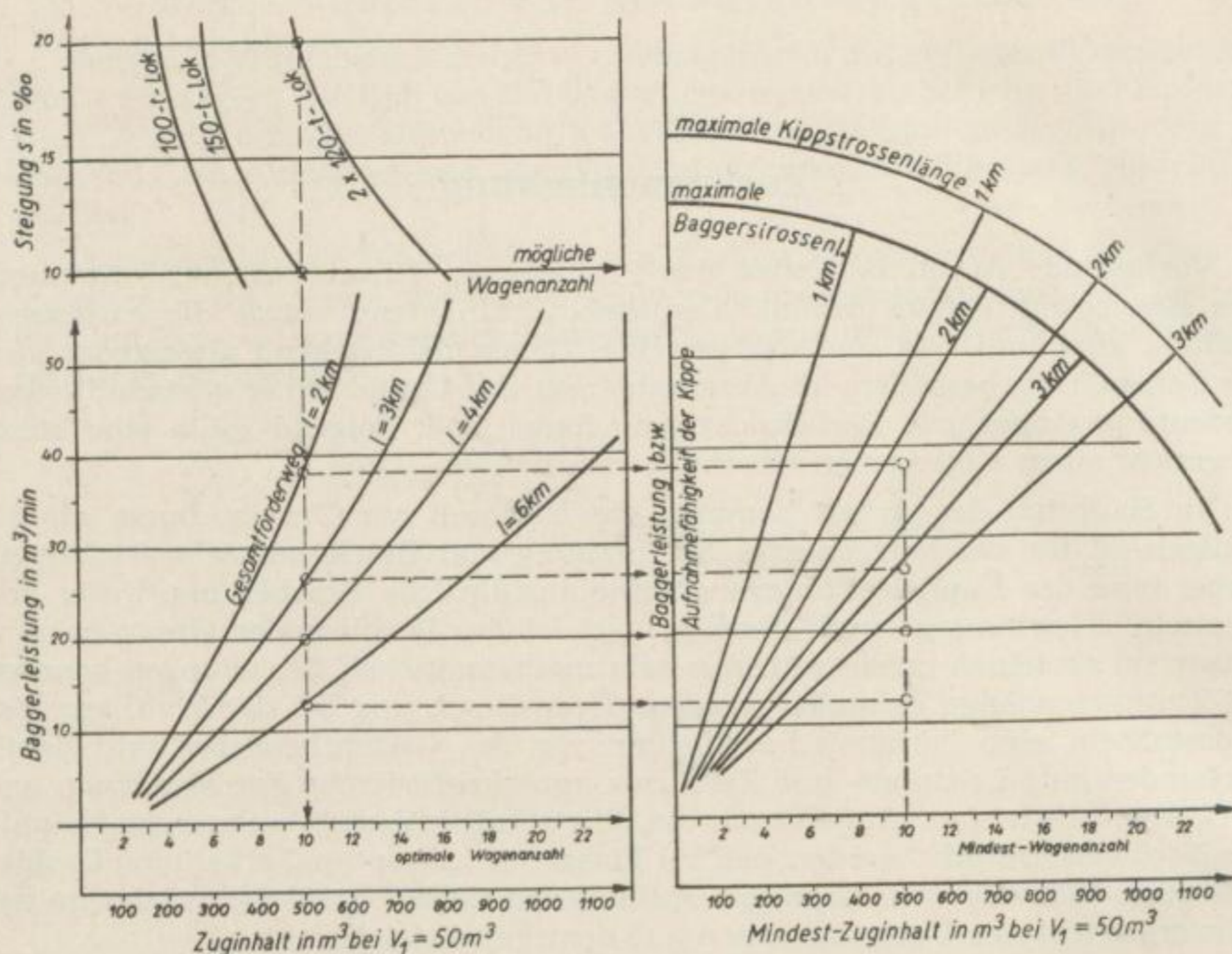


Bild 19. Optimale Wagenanzahl und entsprechender Zuginhalt bei Einsatz von 60-m^3 -Wagen ($V_1 = 50\text{ m}^3$) in Abhängigkeit von der Baggerleistung. Mögliche Wagenanzahl für verschiedene Lokgrößen in Abhängigkeit von der Steigung s in ‰. Mindest-Wagenanzahl bzw. Mindest-zuginhalt in Abhängigkeit von der Baggerleistung bzw. der von der Kippe geforderten Aufnahmefähigkeit (bei zweigleisiger Baggerstrosse bzw. eingleisiger Kippstrosse)

Fall über 3 km betragen. Der Frage der maximalen Grenzstrossenlänge kommt also hier keine besondere Bedeutung zu.

Die Untersuchungen führten zu dem Ergebnis, daß die harmonische Abstimmung von Betriebsmitteln besonders auf die Förderung anzuwenden ist, da Gewinnung und Verkippung mehr oder weniger an örtliche Voraussetzungen gebunden sind. Deshalb liegt der Schwerpunkt der Arbeit auf dem fördertechnischen Gebiet unter Berücksichtigung der Anpassung an Gewinnung und Verkippung. Eine harmonische Abstimmung der in einem Betrieb einzusetzenden Fördermittel, insbesondere auf den Gewinnungsbetrieb, gewährleistet neben einer guten zeitlichen und leistungsmäßigen Ausnutzung vor allem des rollenden Materials einen wirtschaftlich optimalen Betrieb infolge des hohen Anteils der Förderkosten an den Abraumgestehungskosten im Bagger-Zugbetrieb. Die für die Klärung der Zusammenhänge notwendigen Berechnungsgrundlagen sind aus mathematischen Überlegungen heraus abgeleitet und ermöglichen auf Grund ihrer Einfachheit eine breite Anwendung in der Praxis. Schließlich sei noch darauf verwiesen, daß die gewonnenen Erkenntnisse unabhängig von der Größe der Betriebsmittel sind und damit auch für die künftige Weiterentwicklung der Tagebaugeräte Gültigkeit haben.

Literatur

- [1] OHNESORGE: Anwendung und Wirtschaftlichkeit der Bagger bei der Braunkohlengewinnung im Tagebau. Diss. Freiberg 1923.
- [2] OHNESORGE: Gesteungskosten im Abraumbetrieb. Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen in Sachsen 1928.
- [3] AOCKERBLOM: Über wirtschaftliche Größen von Eimerketten-Abraumbaggern. Verlag W. Knapp, Halle 1930.
- [4] AOCKERBLOM: Über wirtschaftliche Größen von Eimerketten-Abraumbaggern, dazu Entgegnung von STOCKFLETH auf der Sitzung für Abraum- und Fördertechnik am 31. 3. 30 in Halle, Niederschrift.
- [5] NATHOW: Wirtschaftliche Größen von Braunkohlentagebauen. Braunkohle 1941, H. 34.
- [6] GÄRTNER: Zukunftsaufgaben der Braunkohlentagebautechnik. Braunkohle 1949, H. 7—8.
- [7] GOLD: Betrachtungen über die optimale Betriebsgröße von Braunkohlentagebauen und Tagebaugeräten. Bergbau und Energiewirtschaft 1951, H. 5, und Betrachtungen zur technischen Entwicklung unseres Braunkohlenbergbaues, Sonderheft 3 der Bergbautechnik.
- [8] KEGEL: Lehrbuch des Braunkohlentagebaues. Verlag W. Knapp, Halle 1953.
- [9] GOLD: Der Aufschluß von Braunkohlentagebauen. Verlag W. Knapp, Halle 1952.
- [10] GRAEBING: Rechnerische Ermittlung des Zugbedarfes in KIRST: Braunkohlentagebau, Anleitung für Planung und Betrieb, SVT Bd. 25, Verlag Technik, Berlin 1951.
- [11] WIRZ: Normung von Eimerkettenteilen für Bagger. Bergbautechnik 1952, H. 2.
- [12] KIENAST: Die Gewinnung und Bewegung des Fördergutes an Abraumbaggern im Braunkohlentagebau. Verlag W. Knapp, Halle 1937.
- [13] SCHESCHKO: Über den technologischen Prozeß der Lade- und Transportarbeiten im Tagebau. Ugol 1953, H. 1.
- [14] KEGEL: Anwendung der wissenschaftlichen Betriebsführung auf den Braunkohlenbergbau. Braunkohle 1925/26, Seite 319.

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE

Schriftenreihe für alle Gebiete der Montanwissenschaften

Reihe A Bergbau und Veredelung

A 21 Braunkohlentagebau

Vorträge des Berg- und Hüttenmännischen Tages 1953

HÄRTIG: Stand und Entwicklung der Bandtechnik im Braunkohlentagebau. WEIGELT: Die Entwicklung von Großlöffel- und Schürfkübelbaggern sowie deren Einsatzmöglichkeiten im Braunkohlentagebau. TIELSCH: Betrachtungen zur Häufigkeit von Zugzusammenstößen im normalspurigen Fahrbetrieb eines Großtagebaues. NEUMANN: Die Anwendung von bodenmechanischen Schnellbestimmungsmethoden im Braunkohlentagebau. HOLLWEG: Die Beziehungen zwischen den Kapazitäten der Betriebsteile in Abraumbetrieben.

Format 17×24 cm — 112 Seiten — 80 Bilder — 6 Tabellen — DM 9,—

A 24 Brikettierung - Technische Brennstoffverwertung

Vorträge des Berg- und Hüttenmännischen Tages 1953

JÄPPELT: Die Erzeugung von Hochtemperaturkoks aus Braunkohle unter Zusatz von Steinkohle. SYSSKOW: Grundlagen der Theorie des Verhaltens des Kokes im Hochofenprozeß. RAMMLER/BILKENROTH: Über die Zusammenhänge zwischen Brikett- und Koksseigenschaften bei der Braunkohlenhochtemperaturverkokung. RAMMLER: Entwicklungsmöglichkeiten der Fein- und Feinstkornbrikettierung.

Format 17×24 cm — 60 Seiten — 42 Bilder — 10 Tab. — DM 5,50

A 25 ERICH GLÖCKNER:

**Kennzeichnung der Härte der Braunkohle
im Hinblick auf ihre Auswirkung bei der Brikettierung**

Format 17×24 cm — 79 Seiten — 53 Bilder — 5 Tab. — DM 7,50

A 27 Brikettierung - Technische Brennstoffverwertung

RAMMLER/HEIDE/BILKENROTH: Diagramme zur Beurteilung der Anreicherung des Aschen- und Schwefelgehaltes sowie des Heizwertes bei der Verkokung von Braunkohlenbriketts. RAMMLER/SCHEINPFLUG/BILKENROTH: Über die Lagerfestigkeit von Braunkohlenhochtemperaturkoks. RAMMLER/WAGNER/GÜNTHER: Art und Verteilung des Eisengehaltes von Braunkohlenhochtemperaturkoks.

Format 17×24 cm — 44 Seiten — 18 Bilder — 4 Tab. — DM 4,—

AKADEMIE-VERLAG · BERLIN

N

B

✓

